E 1433

1

IANUARIE
1967
VOLUMUL XVIII

REVISTA MINELOR

REVISTA MINELOR, organ al Ministerului Minelor şi al Consiliului Naţional al Inginerilor şi Tehnicienilor din Republica Socialistă România — Redacţia şi administraţia, Bucureşti, str. General Budişteanu nr. 11 bis, Raionul 16 Februarie, telefon 15.15.40. Revista este editată de Oficiul de documentare şi publicaţii tehnice al Ministerului Minelor. Abonamentele se primesc la administraţia revistei. Instituţiile pot achita abonamentele pentru biblioteci şi cabinetele tehnice în contul nostru de virament 024002. B.N. a Republicii Socialiste România. Filiala 30 Decembrie. Tarif pentru întreprinderi : 100 lei anual ; tarif pentru muncitori, tehnicieni şi ingineri : 30 lei anual. Costul unui exemplar 5 lei. Tiparul : I.P. „Informaţia", str. Brezoianu nr. 23—25, Bucureşti.

43413

E 1433

OBSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XVIII Nr. 1 1967

CUPRINS

Paucă, M.	**Distribuţia zăcămintelor de evaporite din România**	1— 4
Rusu, T. şi Paki, E.	**Gazul metan din bazinul carbonifer Valea Jiului constatat prin lucrări de explorare**	5—11
Tökeş, T. şi Dîrdală, C.	**Capacitatea portantă a vetrei şi determinarea ei în condiţii de mină**	11—18
Darabont, A. şi Grellman, G.	**Stand pentru măsurarea prin metode electrice a caracteristicilor de funcţionare a perforatoarelor şi ciocanelor pneumatice de abataj**	18—24
Hoepfner, V.	**Influenţa numărului de tobe motoare şi a încărcării lor asupra solicitării benzii la transportoarele cu bandă de cauciuc**	25—31
NOTE		
Rafael, A.	**Noi varietăţi de mică din zăcămintele micafere din Munţii Lotrului. Noi produse din mică**	32—33
RECENZII		
DOCUMENTARE		

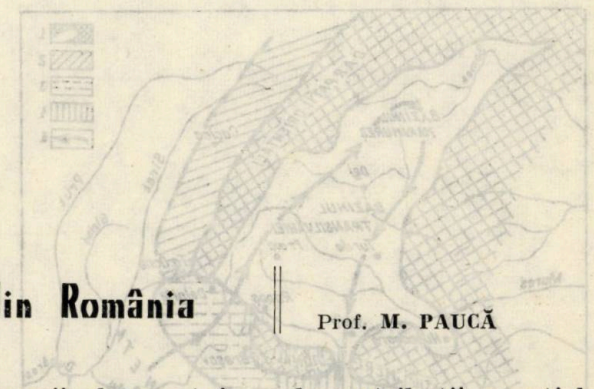
COMITETUL DE REDACŢIE

Conf. ing. LUBENESCU DAN, laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BÎRSAN TRAIAN, redactor responsabil adjunct: ing. ANTON PETRE; ing. BĂLTĂREŢU RAUL; geol. GURĂU ANDREI; prof. dr. docent HUBER PANU ION, membru corespondent al Academiei Republicii Socialiste România; ing. MILIŢESCU ERACLE; ing. MOGHIOROŞ EMERIC; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. POPESCU GABRIEL; ing. SCRIPĂŢ VASILE; ing. ŞONCODI CORIOLAN; ing. VALVARIC NICOLAE

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XVIII Nr. 1 1967



GEOLOGIE

Distribuţia zăcămintelor de evaporite din România

Prof. M. PAUCĂ

Sării geme, reprezentînd una din marile bogăţii miniere ale ţării care stau la baza industriei noastre chimice în plină dezvoltare, i s-a acordat în ultimii 20 de ani o atenţie deosebită de către geologi şi prospectori. Cu această ocazie s-au pus şi bazele explorării sărurilor de potasiu necesare pentru fabricarea îngrăşămintelor agricole. Rezultatele multilaterale atinse în acest interval de timp întregesc imaginea pe care ne-o făceam în trecut asupra condiţiilor de depunere şi asupra răspîndirii sărurilor de origină marină. Ele ne permit totodată să îndrumăm mai favorabil viitoarele lucrări de prospecţiune şi de explorare a sărurilor.

Este cunoscut că evaporitele din ţara noastră aparţin la trei vîrste : permo-triasică, eocenă şi miocenă. Dintre ele numai sărurile miocene prezintă o compoziţie chimică variată, apar pe suprafeţe foarte mari şi în cantităţi considerabile. Ele sînt reprezentate prin toate cele patru categorii de săruri dezvoltate în apele obişnuite ale mărilor şi anume : carbonaţii de calciu şi de magneziu (dolomitul), sulfatul de calciu, clorura de sodiu şi, în sfîrşit, clorurile şi sulfaţii complecşi de potasiu şi de magneziu. Datorită condiţiilor paleogeografice complexe din tortonian, prin evaporarea apei aceste săruri s-au depus pe suprafeţe diferite şi anume în ordinea indicată mai sus.

Evaporitele miocene, fiind cele mai accesibile cercetărilor, au făcut obiectul numeroaselor discuţii şi publicaţii, precum şi al unor vaste lucrări de prospecţiune, explorare şi exploatare, care au permis să ne apropiem mult de înţelegerea fenomenelor. Totuşi ele pun încă multe probleme care urmează a fi rezolvate.

Şcoala geologică română în frunte cu L. Mrazec, I. Popescu-Voiteşti, G. Macovei, D. Preda, H. Grozescu s.a. a adus în primele trei decenii ale acestui secol contribuţii esenţiale la cunoaşterea genezei şi tectonicii sării geme miocene. Relaţiile acesteia cu celelalte săruri marine nu interesau cercetările din trecut.

Sărurile de vîrsta eocenului inferior sînt cunoscute numai prin cantităţi relativ mici de ghips pe marginea de NV a bazinului Transilvaniei. Astăzi cînd este cunoscut că sărurile se depun toate deodată, dar în regiuni şi în condiţii diferite, lipsa celorlalte săruri din eocenul nostru a rămas încă o problemă. Cît priveşte evaporitele de vîrstă permo-triasică, cunoscute numai din forajele adînci executate în ultimul deceniu în platforma moesică de la N de Dunăre, acestea constau numai din sare gemă şi din anhidrit.

Dintre teoriile propuse pentru a explica depunerea evaporitelor, teoria lagunară emisă de Ochsenius încă de acum 100 de ani este astăzi singura admisă de toţi geologii. În ultimele decenii această teorie a fost aprofundată, permiţîndu-ne să intrăm în cele mai mici amănunte în scopul explicării distribuţiei şi stabilirii prognozelor asupra diferitelor categorii de săruri marine.

Este cunoscut că, în mod normal, apa mării conţine 35 grame de săruri la litru. Din acestea, prin evaporarea completă a apei, cele patru categorii de săruri se depun separat în următoarea succesiune şi cu următoarele procente : 0,40% dolomit, 3,6% ghips, 78% sare gemă şi 17,7% săruri complexe de potasiu şi de magneziu. S-a calculat că dintr-o coloană de apă cu înălţimea de 1 000 m se depune în total un pachet de circa 16,5 m de evaporite. Aceasta presupune însă un bazin izolat care nu este aprovizionat cu apă în repetate rînduri.

Calculele ne arată că pentru depunerea sării geme din bazinul Transilvaniei a trebuit să se

evapore un volum de apă cu o adîncime ce depăşea 32 km. Cum însă fundul lagunei transilvane avea o adîncime ce nu depăşea cîteva sute de metri, apa oceanică a trebuit să pătrundă sub forma unui curent puternic timpuri îndelungate şi în mod neîntrerupt.

Cercetările recente sînt de acord cu constatarea că zăcămintele de evaporite au luat naş-

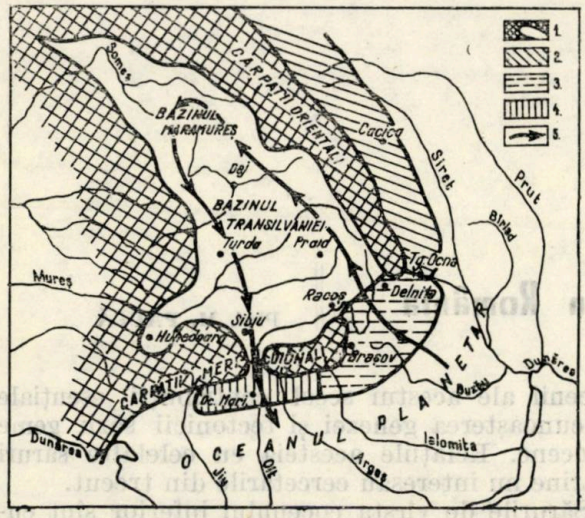


Fig. 1. Raionarea poleogeografică a regiunilor carpatice în timpul tortonianului (faza depunerii evaporitelor):
1 – repartiţia uscatului şi a apelor *2* – raionul polihalin; *3* – raionul de legătură; *4* – raionul Subcarpaţilor Meridionali; *5* – direcţia curentului de apă intercarpatic.

tere în lagune de diferite mărimi şi cu fundul puţin adînc, numai în condiţiile unui concurs rar întîlnit de împrejurări : climat arid, subsidenţă lentă a fundului lagunei şi prezenţa unei bariere largi sub forma unui complex de lagune mici, în alternanţă cu suprafeţe terestre înguste. Slabele mişcări verticale, alternativ pozitive şi negative, datorite unor secuse orogenice, au favorizat legătura neîntreruptă între laguna principală şi Oceanul Planetar.

În prezent, nicăieri pe suprafaţa Pămîntului nu există condiţiile necesare pentru depunerea evaporitelor, nici chiar în regiunile cele mai aride. Cauza constă în faptul că momentan Pămîntul trece printr-o perioadă onorogenă. Cercetările din ultimile decenii au dus la concluzia că depunerea intermitentă a evaporitelor în cursul epocilor geologice reprezintă un fenomen determinat de evoluţia cosmică a Pămîntului, fiind dependent de fazele orogenice ale planetei noastre. Numai în acest fel s-a putut explica raritatea relativă a epocilor şi a regiunilor în care a avut loc depunerea sărurilor.

Referindu-ne la evaporitele de vîrstă miocenă, în România acestea apar în două mari unităţi structurale : în bazinele intracarpatice ale Transilvaniei şi Maramureşului, care formau o lagună unitară cu dimensiuni enorme, precum şi în zonele din exteriorul cristalinului carpatic, zone caracterizate prin lagune foarte numeroase, dar cu dimensiuni relativ mici. În ele pot fi distinse următoarele patru raioane în care, datorită condiţiilor fizico-chimice specifice, au luat naştere evaporite diferite :

1) *raionul polihalin*, situat la N de Trotuş. Condiţiile tectonice determinau aici existenţa numeroaselor lagune mici ale căror ape, evaporîndu-se uneori complet, depuneau toate categoriile de săruri, inclusiv cele de K şi Mg;

2) *raionul de legătură* este situat la curbura Carpaţilor între Oceanul Planetar şi bazinul Transilvaniei. Numeroasele sale lagune cu dimensiuni relativ mici reţineau dolomitul, ghipsul şi o cantitate relativ mică de sare gemă din apele ce pătrundeau în bazinul Transilvaniei. Concentrarea prea puţin înaintată a apelor şi temperatura lor ridicată nu permiteau depunerea sărurilor de K — Mg;

3) *raionul clorurat*, reprezentat prin bazinele Transilvaniei şi Maramureşului, este caracterizat prin predominarea depunerii de sare gemă. Sărurile de K — Mg nu întruneau nici aici condiţii favorabile de depunere, ele fiind duse de ape din nou în Oceanul Planetar.

4) *raionul Subcarpaţilor Meridionali* este caracterizat prin ape relativ adînci şi condiţii structurale care nu permiteau dezvoltarea unui mare număr de lagune şi unde masivele de sare sînt puţine la număr. Dolomitul şi sărurile de K — Mg sînt necunoscute, iar ghipsul este rar.

Limitele dintre aceste raioane nu sînt tranşante, ci posedă tranziţii între ele.

Trebuie să remarcăm că în natură fenomenul de precipitare a sărurilor se petrece deosebit de complicat, astfel că sărurile mai puţin solubile nu se depun de la început în întregime, ci o mică parte din ele continuă să rămînă în soluţie pentru a se depune mai tîrziu împreună cu sărurile cu un grad de solubilitate mai mare. În consecinţă, cantităţi mici de săruri puţin solubile sînt cuprinse în cele cu un grad de solubilitate superior.

În tortonian, lagunele de diferite dimensiuni şi adîncimi reprezentau adevărate cazane, în care apele oceanice atingeau temperaturi pînă la 70°, în fiecare depunîndu-se numai un anumit fel de sare într-un ritm specific.

Astfel, marele bazin intern al Carpaţilor se caracteriza prin depunerea unor cantităţi excepţional de mari de sare gemă sub forma unei plăci continue şi cu o grosime medie de circa 400 m, în timp ce sărurile de K — Mg sînt aici, în mod practic, necunoscute. Ghipsul este relativ rar, iar dolomitul este şi el aproape necunoscut. Din contră, în zonele externe ale Carpaţilor sarea gemă şi ghipsul apar în cantităţi relativ mari, dolomitul apare în cantităţi apreciabile numai în regiunea de curbură, în timp ce sărurile de K — Mg sînt prezente numai începînd de la Tg. Ocna spre nord. Pînă în 1944 nu se dădea nici o atenţie la repartiţia

cantitativă neuniformă a celor patru categorii de evaporite de pe teritoriul țării noastre și nu erau cercetate condițiile amănunțite în care au luat naștere fiecare din ele, dîndu-se atenție numai sării geme. Acest fapt a împiedicat să ajungem la o înțelegere adîncită a genezei atît de complexe a evaporitelor de pe teritoriul țării noastre.

Care ar fi fost cauza acestor deosebiri în repartiția geografică a sărurilor?

Răspunsul stă în legăturile mai mult sau mai puțin directe pe care lagunele de diferite dimensiuni le posedau cu Oceanul Planetar, de unde proveneau enormele cantități de apă prin a căror evaporare se depuneau sărurile. Pentru bazinele Transilvaniei și Maramureșului pînă în prezent toți geologii au admis că aceste legături aveau loc dinspre apus, prin depresiunea panonică, de unde apele pătrundeau prin șanțul Mureșului. Lanțul carpatic ar fi fost exondat în întregime, posedînd pretutindeni înălțimi suficiente ca să separe complet mările de pe cele două laturi.

Dacă ipoteza pătrunderii apelor oceanice prin șanțul Mureșului ar fi întemeiată, ar fi trebuit ca la intrarea lor în bazinul Transilvaniei apele tortoniene să fi depus cantități mari din sărurile cele mai puțin solubile, adică dolomit și ghips. Cum însă șanțul Maramureșului, ca și întreaga suprafață a bazinelor interne sînt cît se poate de sărace în acest fel de săruri, conchidem că altul trebuie să fi fost drumul de pătrundere a apelor în ele.

Contra pătrunderii apelor din spre depresiunea panonică vorbește și faptul că această depresiune este lipsită complet de zăcăminte de sare, iar tortonianul posedă o răspîndire relativ mică și o grosime redusă. Astăzi știm că depresiunea panonică reprezenta în cea mai mare parte un uscat în timpul miocenului și că numai în pliocen a fost acoperit de ape în întregime, căpătînd înfățișarea actuală.

Singura regiune foarte bogată în dolomit și ghips din țara noastră s-a dovedit a fi regiunea de curbură a Carpaților Orientali cuprinsă între rîurile Trotuș și Buzău. Această regiune corespunde unei puternice scufundări a rocilor cristalinului din osatura Carpaților. În timpul depunerii sării din bazinele carpatice interne aceasta era poarta prin care se realiza legătura cu Oceanul Planetar, dar numai altitudinea ei actuală foarte ridicată făcea în trecut o asemenea ipoteză inadmisibilă.

De altfel regiunea de curbură a fost, parțial, în timpuri destul de recente din nou sediul unor puternice scufundări, după cum se poate constata din prezența bazinelor cuaternare ale Bîrsei, Sf. Gheorghe și Tg. Săcuiesc.

Astăzi este bine cunoscut că altitudinile mari pe care le prezintă depozitele flișului din regiunea de curbură se datoresc unor mișcări puternice care au început în sarmațian și au continuat pînă în timpuri recente, ridicînd uneori chiar și depozitele cuaternarului inferior pînă la altitudinea de peste 1 000 m. Această ridicare a determinat, pe de o parte, erodarea totală în regiunea de curbură a depozitelor tortoniene cu evaporite, care traversau Carpații făcînd legătura între depresiunea subcarpatică și bazinul Transilvaniei, iar pe de altă parte a determinat grosimea de peste 10 000 m a depozitelor sarmato-pliocene din zona externă a Carpaților de la curbură.

Prezența în cantitate mare a dolomitului și a ghipsului numai în regiunea de curbură reprezintă dovada indiscutabilă că pe aici și nu prin altă parte avea loc legătura între Oceanul Planetar și bazinele intracarpatice. În timpul depunerii sării regiunea de curbură consta pe o lățime de cca 120 km, cuprinsă între depresiunea subcarpatică și bazinul Transilvaniei, dintr-o alternanță de lagune relativ mici și foarte puțin adînci cu fîșii de uscat abia ridicate deasupra apelor. Această regiune, în necontenită transformare a liniei țărmurilor, era străbătută de un curent continuu care introducea în bazinul Transilvaniei cantități enorme de apă într-un stadiu înaintat de concentrare.

În zona externă de la curbură, în primele lagune întîlnite, apele încălzindu-se foarte mult începeau să se concentreze depunînd sărurile cele mai puțin solubile, anume carbonații. Aceștia apar sub formă de șisturi dolomitice bituminoase cu grosimi pînă la peste un metru. Concentrarea apelor distrugea microorganismele, dînd astfel naștere conținutului bituminos al dolomitului.

Curentul de apă oceanică continuînd înaintarea spre nord-vest, în lagunele imediat următoare avea loc depunerea sulfatului de calciu sub formă de ghips. Datorită acestui fenomen de preconcentrare prin precipitarea celor două săruri cu caracter termofil, salinitatea apelor intrate în bazinul Transilvaniei consta aproape numai din clorura de sodiu și din sărurile seriei K — Mg.

Marea cantitate de argilă pe care o conțin dolomitul și ghipsul din regiunea de curbură provine din sedimentele încă neconsolidate ale insulelor care separau lagunele. Ea diminuează mult valoarea economică a ghipsului din această regiune a țării. În schimb, puținul ghips existent pe marginea de vest a bazinului Transilvaniei este curat pentru motivul că acolo țărmurile erau formate din depozite vechi și bine cimentate de pe care apele și vîntul nu aduceau argilă.

După ce apele oceanice depuneau în acest mod în lagunele intermediare, situate în actualele zone cutate ale Carpaților de la curbură, cea mai mare parte din sărurile termofile pe care le conțineau ele intrau în marea lagună intracarpatică din Transilvania. Aici ele făceau un larg ocol, îndreptîndu-se mai întîi spre nord

pînă în Maramureș, de unde apoi se întorceau spre sud, ocolind Munții Apuseni și depunînd sare gemă curată pe grosimi de sute de metri. În acel timp marginea de nord-vest a bazinului Transilvaniei se afla cu vreo 30 de kilometri mai spre apus ca astăzi, după cum o dovedește prezența ghipsului în bazinul Silvaniei. Acesta făcea parte pe atunci din bazinul Transilvaniei.

Apele din marea lagună intracarpatică, fiind mai adînci decît acelea ale lagunelor intermediare, prezentau o temperatură mai scăzută, care permitea numai depunerea sărurilor criofile, cum este sarea gemă. Depunerea acesteia avea însă loc aici cu o intensitate relativ redusă și nu se producea integral, ci o parte din sare se întorcea din nou în Oceanul Planetar împreună cu sărurile de K — Mg.

Dar problema cea mai importantă care se pune este aceea a cauzei lipsei sărurilor de K — Mg în bazinul Transilvaniei. Este știut că primele foraje adînci din acest bazin, care au dus la descoperirea gazului metan, urmăreau de fapt descoperirea sărurilor de potasiu. Teoretic ar trebui ca unei grosimi medii, apreciate astăzi la 400 m a sării geme din bazinul Transilvaniei, să corespundă un strat de săruri complexe de K — Mg cu o grosime de aproape 100 m. Rarele indicații nu trădează însă existența unor asemenea cantități.

Lipsa completă a acestor săruri nu poate fi pusă pe seama eroziunii, întrucît știm că după depunerea sării geme, bazinul Transilvaniei a suferit o puternică scufundare care a determinat acoperirea acesteia cu stratul protector al marnelor cu Spirialis, gros de sute de metri. Chiar dacă o asemenea eroziune ar fi avut loc în unele regiuni, ea n-a putut să îndepărteze sărurile de K — Mg de pe întreaga suprafață a bazinului. În realitate această lipsă se datorește faptului că apele nu ajungeau să atingă concentrația înaltă, necesară pentru depunerea unor săruri deosebit de solubile, deoarece pe de o parte apele erau mereu împrospătate de curenții marini, iar pe de altă parte ele erau antrenate de un curent circular din nou în Oceanul Planetar, în care ajungeau prin regiunea străbătută astăzi de valea Oltului.

Problema genezei și a distribuției evaporitelor din regiunile carpatice fiind astfel lămurită, este cazul să ne ocupăm și de problema mult controversată a vîrstei acestora. De la început trebuie să constatăm că pe cît de simplă se pune această problemă în Bazinul Transilvaniei, pe atît de complicată apare ea în regiunile cutate ale Carpaților. Această diferență se datorește deosebirilor între intensitatea prezentată de dislocațiile din cele două mari unități structurale.

Marele număr de foraje din bazinul Transilvaniei ne-a permis să precizăm, fără posibilitate de controversă, poziția stratigrafică a sării, care formează aici un singur orizont de vîrstă tortoniană medie. Prezența în acest bazin a unui singur orizont de sare gemă, continuu și bine dezvoltat, pune în discuție posibilitatea existenței mai multor orizonturi de evaporite de diferite vîrste în regiunile carpatice intens cutate. Dacă într-adevăr în zonele externe ale Carpaților s-au putut depune două sau mai multe orizonturi de sare, va trebui să răspundem la întrebarea: pentru care motive nu s-a putut depune un număr egal de orizonturi de sare și în bazinul Transilvaniei, în care totuși cantitatea de sare depășește de multe ori pe aceea din regiunile carpatice cutate?

În exteriorul Carpaților, cu cîțiva zeci de ani în urmă, masivele de sare erau considerate ca avînd o vîrstă aquitaniană. Cercetările stratigrafice și tectonice amănunțite din ultimele două decenii au impus concluzia că sarea nu poate fi de vîrstă aquitaniană. În susținerea acestei concluzii, noi aducem în plus argumentul paleoclimatic că aquitanianul fiind caracterizat prin depozite formate în exces de umiditate — cărbunii de la Petroșani și de pe Valea Almașului — nu este posibil să se admită că în același timp și numai la o distanță de cîțiva zeci de kilometri, s-au putut forma depozite caracteristice unui exces de ariditate — evaporitele.

T. Iorgulescu admite existența pe teritoriul României a nu mai puțin decît patru orizonturi de sare, cuprinse între burdigalianul mediu și tortonianul superior. Autorul citat bazează vîrstele acestor orizonturi pe asociații micropaleontologice diferite. Ținînd seama însă de remanierea neîncetată suferită în timpul depunerii evaporitelor de însăși sedimentele detritice tortoniene și, deci, și de microfauna pe care o conțineau, este cazul să fim deosebit de prudenți relativ la valoarea stratigrafică de mare detaliu pe care o atribuim asociațiilor microfaunistice rezultate în asemenea condiții. Aceasta cu atît mai mult cu cît microfaunele tortoniene din diferitele orizonturi includ numeroase specii remaniate din paleogen sau chiar din cretacic.

Marele volum de lucrări de prospecțiune, explorare și exploatare a zăcămintelor de evaporite executate în țara noastră în ultimele două decenii, vor prilejui desigur și alte concluzii importante asupra genezei și răspîndirii sărurilor de origină marină, concluzii care ne vor permite punerea în valoare cu mai multă eficiență a uneia dintre marile bogății miniere ale subsolului nostru.

Bibliografie

[1] Iorgulescu T., Nicolescu N. I. și Peneș Maria. *Vîrsta unor masive de sare din R.P.R.* Ed. Academiei, București 1961.

Gazul metan din bazinul carbonifer Valea Jiului constatat prin lucrări de explorare

Geol. T. RUSU
ing. E. PAKI

La proiectarea minelor noi şi la întocmirea planurilor de extindere a exploatărilor vechi, eşalonarea în timp a lucrărilor şi chiar alegerea unor soluţii, depind între altele şi de informaţiile privind cantitatea şi forma degajărilor de metan posibile, precum şi adîncimea la care sînt aşteptate acestea.

Prognoza metanului este una dintre problemele miniere incomplet rezolvate; aşa-zisele carotaje de gaz, adică încercările de a obţine din sondaje şi a transporta la laborator carote conţinînd gazul la presiunea caracteristică adîncimii de la care s-au scos, nu au reuşit deocamdată, din cauza imperfecţiunii utilajului folosit în acest scop.

Recent Staţia de cercetări pentru securitatea minieră Petroşani cercetează capacitatea de sorbţie şi viteza de cedare a gazului metan, pe care-l au diferite calităţi de cărbune din bazin.

Normele Comitetului de Stat al Geologiei clasifică bazinul carbonifer Valea Jiului în categoria IV din punctul de vedere al conţinutului în metan (10 — 15 m^3/t cărbune).

Determinarea gradientului de metan, adică a distanţei, măsurată pe verticală, la care debitul relativ de metan creşte cu 1 m^3/t, se poate face abia în timpul exploatării zăcămîntului, după intervale de timp apreciabile.

Cea mai dificilă situaţie în acest domeniu apare în cazul cînd mina se proiectează într-un bazin încă neexplorat. În cazul zăcămintelor parţial deschise şi explorate, situaţia din acest punct de vedere este mai avantajoasă, fiindcă prognoza se face prin extrapolare, degajările de metan posibile într-un cîmp minier nou considerîndu-se similare cu cele înregistrate în cîmpurile miniere vecine în exploatare.

Această metodă poate duce însă la surprize cauzate de cantitatea sau forma de degajare a gazului, neaşteptate, determinate în special de o tectonică complicată.

De asemenea, este bine ca să se ţină seamă de orice informaţie care ar putea să completeze datele oferite de activitatea de explorare din cîmpul minier vecin. Astfel de informaţii sînt furnizate de sondele de explorare forate de la zi.

În cazul bazinului Văii Jiului, după un secol de activitate, din 15 cîmpuri miniere şapte sînt în exploatare, trei sînt în deschidere, iar restul de cinci cîmpuri se vor deschide în anii ce urmează.

Proiectanţilor minelor noi şi celor ce întocmesc planuri de dezvoltare a minelor vechi le stau la dispoziţie datele privitor la metan, înregistrate în cîmpurile miniere vecine. Informaţii privitoare la conţinutul în metan al rocilor, din zonele noi şi la presiunea gazului, sînt furnizate de numeroasele sondaje de explorare (600 sonde), efectuate de la suprafaţă între anii 1950 şi 1965.

Lucrarea de faţă sintetizează observaţiile făcute direct asupra sondelor care au prezentat degajări de metan, contribuind la prognoza metanului din bazinul Valea Jiului.

Explorările în bazinul carbonifer Valea Jiului (fig. 1), pe baza unei metodologii ştiinţifice de cercetare, au avut ca scop precizarea condiţiilor geologice de zăcămînt (stratigrafice şi tectonice), precum şi stabilirea cantităţii şi calităţii rezervelor de cărbune, la un grad de cunoaştere corespunzător categoriei C_1, parţial B.

Lucrările de explorare prin foraje executate în bazin au indicat, cu această ocazie, prezenţa gazului metan într-o serie de sonde.

Metanul a fost identificat în stratele de cărbune sau în sterilul dintre strate din complexul orizontului mediu (productiv) de facies argilo-grezos, cenuşiu.

Metanul este un produs de incarbonizare a substanţei vegetale, cu aceeaşi origine şi condiţii de formare (singenetic) cu a cărbunelui; a luat naştere în urma procesului de transformare chimică a substanţei vegetale, care a pus în libertate metanul în proporţii de 90 — 95% şi, secundar, cantităţi mici de bioxid de carbon, azot, hidrogen.

Metanul încorporat în stratele cu cărbune sau în orice altă rocă (unde au existat resturi vegetale) îl găsim sub două forme:

— în stare de absorbţie (liber), ocupînd spaţiile porilor şi fisurilor din masa cărbunelui;

— în stare de adsorbţie, cînd gazul apare sub formă de pelicule care acoperă suprafaţa materiei solide a cărbunelui. Sub această formă se

află înmagazinată cea mai mare parte a metanului.

Cantitatea, respectiv capacitatea de înmagazinare a metanului în masa cărbunelui, este condiționată de procesul de încarbonizare a substanței vegetale, de condițiile geologice de zăcămînt, de presiunea litostatică, de cantitatea ultraporilor, precum și de temperatură, umiditate etc.

Datorită densității mici (0,554) și puterii de pătrundere mare (de 1,6 ori mai mare ca aerul), metanul prezintă tendință de migrare pe liniile de minimă rezistență ca : porii rocilor, rețeaua de fisuri, precum și liniile de fractură (falii).

Afară de metan, s-au mai găsit adesea depuneri de bitum în stare lichidă sau vîscoasă sub formă de pelicule sau îmbibat în gresii poroase sau marne, prezentînd un miros specific.

Spre deosebire de aceste hidrocarburi lichide sau vîscoase, metanul, datorită proprietăților fizice amintite mai sus, nu-l mai găsim în carotă după extragerea ei la zi.

În timpul extragerii carotei se stabilește echilibrul de presiune treptat în raport de adîncime și de la presiuni de 40 — 60 at la care se află în zăcămînt, metanul ajuns la suprafață, nu-l mai găsim în rocă decît în cantități extrem de mici, care se pot constata numai cu aparatură sensibilă, special construită în acest sens.

Prezența metanului s-a constatat o dată cu începuturile mineritului în bazin, pricinuind greutăți mari la exploatare.

Date privind metanul existent în bazin, în afara perimetrelor în exploatare, sînt foarte multe, însă nesistematizate, fiind trecute dispersat și informativ în documentațiile geologice de sinteză.

Din observații asupra sondelor cu degajări de metan în bazinul Valea Jiului a rezultat o zonare a metanului cu maxime în zona central-axială a bazinului, anume în cîmpurile miniere Lupeni — Paroșeni, unde a avut loc degajarea de metan sub formă de erupții. La nord — sud și vest — est de această zonă sondele au prezentat degajări de intensitate mai mică sub formă de barbotări, iar în extindere degajările au fost slabe, sub formă de bule de gaz (fig. 1) ; la fel s-a mai observat un maxim în zona centrală a orizontului mediu.

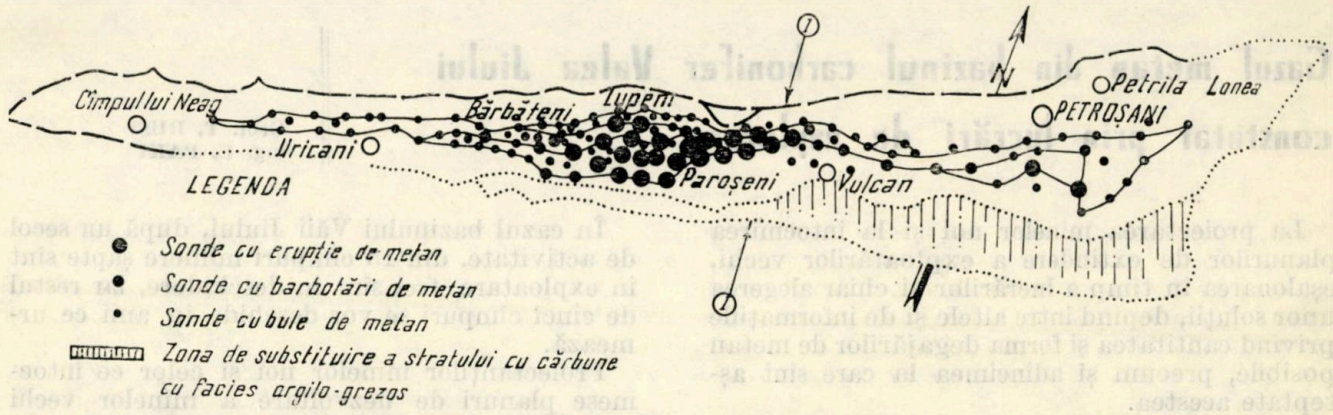


Fig. 1. Bazinul carbonifer Valea Jiului ; aria de răspîndire a gazului metan conturat prin foraje de explorare.

În cele ce urmează se dau caracteristicile degajărilor de metan în zonele gazeifere ale bazinului.

I. Aria degajărilor de metan sub formă de erupții

Situată în zona central-axială a bazinului, această arie este conturată de 25 sonde executate în cîmpurile miniere Lupeni (12 sonde) Paroșeni (10 sonde), Vulcan (1 sondă) și în partea estică a bazinului (2 sonde).

Erupțiile de metan au fost în general însoțite de ape provenite din terasa Jiului. Presiunea ascensorială a gazelor din zăcămînt a fost mai mare decît presiunea descendentă exercitată de coloana noroiului de foraj, din care cauză noroiul a fost aruncat în afară, la înălțimile de 10—15—20 m, pricinuind greutăți de execuție prin pierderile de noroi, instrumentații, cavernarea pereților sondei, distrugerea acoperișului bărăcilor etc.

Erupțiile au fost generate de migrarea violentă a metanului în urma interceptării unor falii, în golurile cărora s-au acumulat cantități de metan sub presiune.

Aceste falii, situate la diferite adîncimi în orizontul mediu și superior, identificate prin elemente rupturale (oglinzi de fricțiune, brecifieri, planuri de alunecare etc.) au funcționat ca mijloc de circulație și acumulare a metanului. Caracteristică erupțiilor favorizate de fracturi (falii) au fost intensitatea mare și durata scurtă de activitate din cauza epuizării rapide a metanului acumulat în spațiile (golurile) planelor de falii. Aici gazele au fost la presiuni în general mai mari decît presiunile caracteristice adîncimilor unde au fost interceptate faliile, erupțiile fiind aproape simultane cu interceptarea acestor falii.

Descriem sumar fenomenul de erupţie pe care l-au prezentat trei sonde în timpul forajului, situate în trei cîmpuri miniere diferite.

Sonda 5 110 Lupeni, amplasată în blocul III, flancul sudic, a prezentat erupţii violente de metan la adîncimea de 194 m, în timp ce se carota în argile puternic dislocate, moi, îmbibate cu apă, elemente rupturale care au indicat prezenţa unei falii principale.

Prima erupţie a durat patru zile, zgomotul produs s-a auzit pe o rază de 1,5 km, iar jetul de noroi însoţit de apă a fost aruncat de presiunea gazelor la 17 m înălţime, presiunea gazelor la gura găurii de sondă fiind apreciată de circa 25 at. După terminare, sonda a fost tubată pentru degazeificarea zăcămîntului, erupţia atenuată şi intermitentă continuînd mulţi ani.

Sonda 5 339 Paroşeni, situată în zona central-sudică a cîmpului minier la circa 50 m nord de Jiul de Est, a prezentat cea mai mare erupţie de metan din acest cîmp. Fotografia erupţiei sondei 5 339 (fig. 2) a fost făcută în perioada maximă de activitate, cînd metanul însoţit de apele din terasa Jiului a aruncat noroi de foraj la înălţimea de 20 m, pulverizîndu-l.

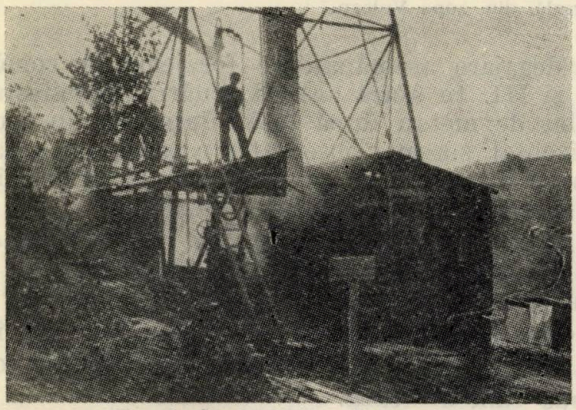


Fig. 2. Sonda 5339 — Paroşeni

Erupţia a apărut de la 28 metri, cînd se fora în argile grezoase frămîntate, faliate şi a ţinut intermitent pînă la 428 metri, distrugînd acoperişul barăcii, producînd caverne în pereţii găurii de sondă şi întreruperea forajului timp de trei zile. Sondajul a fost tubat cu coloană perforată pentru gazeificarea zăcămîntului, erupţia continuînd şi azi atenuat.

Sonda 5 466 Livezeni, situată în zona sud-vestică a cîmpului, a prezentat cea mai mare erupţie de metan din bazinul Valea Jiului, deşi sondele vecine nu au manifestat metan în timpul lucrărilor de foraj. Aici metanul a fost acumulat în golurile de pe planul de falie Livezeni, pe care sonda a interceptat-o la adîncimea de 570 — 580 m la erupţie maximă a sondei, noroiul de foraj, sub presiunea gazelor, a fost aruncat şi pulverizat la înălţimea de 22 m, distrugînd acoperişul barăcii.

Zgomotul produs de erupţie s-a putut auzi la o distanţă de 2 km, presiunea măsurată a gazelor fiind de 20 at (după erupţia violentă). Erupţia sub formă violentă a durat 4 zile, după care a devenit atenuată şi intermitentă.

După terminare, sonda a fost tubată pentru gazeificarea zăcămîntului.

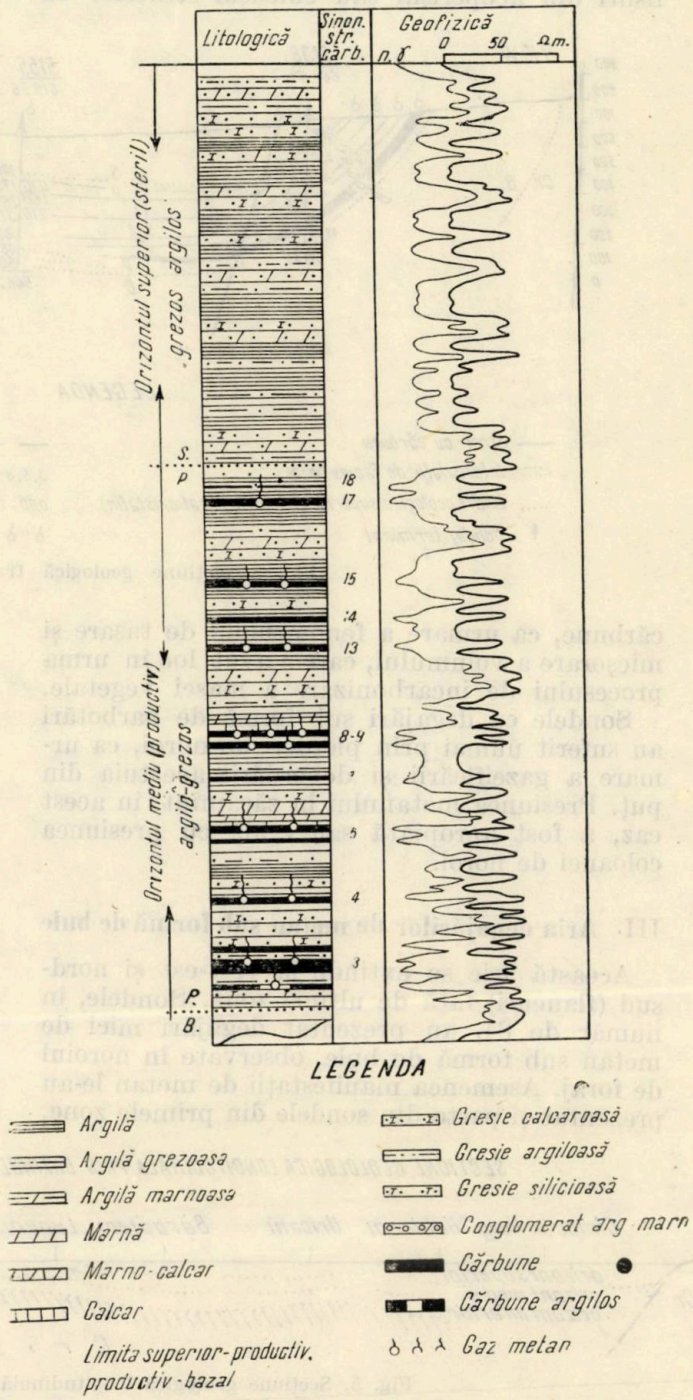


Fig. 3. Coloană litologică — geofizică tip (sintetică) a orizontului mediu şi superior din bazinul carbonifer Valea Jiului.

II. Aria degajărilor de metan sub formă de barbotări

Această arie se suprapune, în parte peste prima şi se extinde de la aceasta spre vest—est şi nord — sud, în flancuri (fig. 1 şi 4).

Sondele care au prezentat degajări de metan sub formă de barbotări, în număr de 54, sînt amplasate în cîmpurile miniere Lupeni, Paroşeni Bărbăteni şi Vulcan.

Degajările au fost favorizate de reţeaua de fisuri din acoperişul sau culcuşul stratelor cu tural de degazeificare a zăcămîntului care s-a produs pe la capetele de strate (fig. 4).

Menţionăm că repartizarea sondelor în cele trei zone de mai sus, după gradul şi intensitatea degajărilor de metan, s-a făcut orientativ, un sondaj din prima zonă putînd prezenta forme

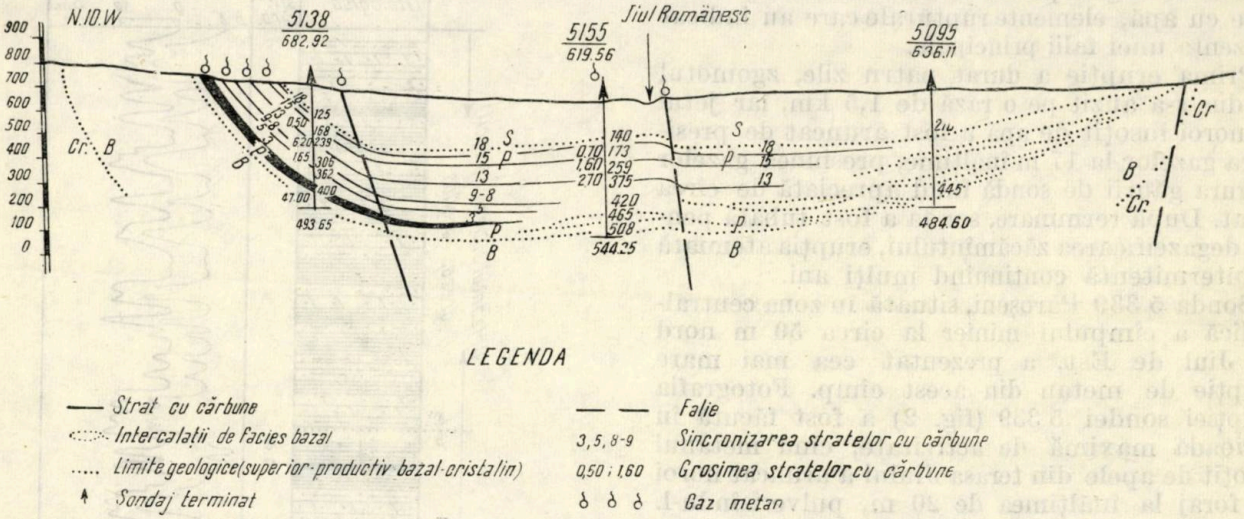


Fig. 4. Secţiune geologică transversală din zona Vulcan.

cărbune, ca urmare a fenomenului de tasare şi micşorare a volumului, care a avut loc în urma procesului de incarbonizare a masei vegetale.

Sondele cu degajări sub formă de barbotări au suferit numai prin pierderi de noroi, ca urmare a gazeificării şi debordării acestuia din puţ. Presiunea metanului în zăcămînt, în acest caz, a fost apropiată sau egală cu presiunea coloanei de noroi.

III. Aria degajărilor de metan sub formă de bule

Această arie se extinde la vest-est şi nord-sud (flancuri) faţă de ultima zonă. Sondele, în număr de 84, au prezentat degajări mici de metan sub formă de bule, observate în noroiul de foraj. Asemenea manifestaţii de metan le-au prezentat şi parte din sondele din primele zone, de degajare asemănătoare forajelor din zonele II şi III. În afara acestei zonări a manifestaţiilor de metan după intensitatea lor în sens orizontal, s-a mai observat o repartiţie a degajărilor de metan în sens vertical cu maxime în zona centrală a orizontului mediu.

Astfel, sondele au prezentat degajări frecvente şi intense de metan în zona stratului 5 (cu *paprică*) şi stratelor 8/9 şi 13.

Cele două conţinuturi maxime de metan în bazin, în sens orizontal şi vertical, se explică după cum urmează.

În zona central — axială a bazinului, la Lupeni şi Paroşeni, conţinutul mărit de metan se datoreşte procesului avansat de incarbonizare din această zonă faţă de restul bazinului, cunoscînd faptul că metanul creşte în conţi-

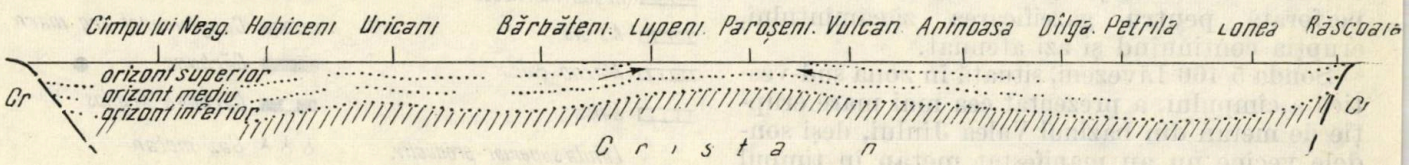


Fig. 5. Secţiune geologică longitudinală prin bazinul carbonifer Valea Jiului.

aflate în ultima fază de degajare. Presiunea metanului din zăcămînt în acest caz a fost mai mică decît presiunea exercitată de coloana de noroi, ceea ce a făcut că gazele au fost ţinute în strat.

În zona flancurilor (în special cel nordic), aproape de cristalin, forajele nu au indicat prezenţa metanului din cauza procesului nanut de la cărbunii inferiori la cei superiori (exclusiv antracitul), precum şi datorită structurii geologice a acestui zone, unde se schiţează un horst, datorită unei cordiliere a fundamentului cristalin (fig. 5).

Aceasta a făcut posibilă erodarea orizontului superior şi parţial a celui mediu, iar metanul

din cîmpurile miniere vecine, a migrat spre această zonă pe direcţia stratelor şi pe liniile de falii.

Al doilea maxim de metan în sens vertical se datoreşte faciesului în general pelitic şi fin pelitic (argilo-marnos) din zona centrală a orizontului mediu, situat între stratele 5 şi 13.

Presiunea de zăcămînt a gazelor la sondele executate în prima zonă s-a stabilit aproximativ, cunoscînd adîncimea coloanei de noroi şi densitatea lui medie. De exemplu, adîncimea medie a coloanelor de noroi, unde au apărut în general erupţiile, a fost de 300 — 400 m, iar densitatea medie a noroiului utilizat în foraj a fost de 1,250, de unde rezultă că presiunea metanului în zăcămînt, în momentul interceptării lui de către foraj, a fost de 40 — 50 at.

Dacă ţinem seama de aceiaşi parametri de calcul estimativi (adîncimea coloanei de noroi de unde apar gazele şi densitatea medie a noroiului), la sondele care au prezentat degajări de metan sub formă de barbotări sau bule, presiunea de zăcămînt a gazelor a fost egală sau mai mică decît presiunea exercitată de coloana de noroi.

Adîncimile de unde metanul a apărut în timpul procesului de foraj, problemă importantă pentru proiectarea lucrărilor miniere, sînt apreciate orientativ şi aceasta datorită noroiului care a dus la întîrzierea fenomenului de degajare. De exemplu : metanul cantonat în stratele inferioare 3, 4, 5, 8/9 a fost observat la zi sub formă de barbotări sau bule, cînd talpa sondelor s-a aflat în culcuşul acestor strate constituit din gresii.

Sondele, ca şi lucrările miniere, crează feţe libere spre care metanul migrează sub presiune. Deosebirea constă că în lucrările miniere există depresiuni, datorită rocilor destinse prin procesul de exploatare şi care parţial sînt degazate prin suflaiuri, în timp ce găurile de sondă pătrund în roci virgine nedegazate, însă la care intervine suprapresiunea coloanei de noroi care are funcţia de a atenua procesul de degajare a metanului.

Cunoscînd faptul că stratele de cărbuni sînt acelea în care sînt cantonate în general gazele, batimetria lor corectă se va lua din carotajul geofizic.

Din interpretarea măsurătorilor geofizice executate în bazinul Valea Jiului s-a observat că unele strate de cărbune, cu aceeaşi compoziţie chimico-petrografică, au prezentat amplitudini mărite pe curba rezistivităţii electrice, aceasta probabil din cauza unui conţinut mai mare de metan pe care îl au aceste strate.

Datorită caracterului de continuă migrare, metanul observat în sonde nu va mai prezenta aceeaşi formă de degajare, cînd lucrările de exploatare vor ajunge la nivelul forajelor, cantitatea şi intensitatea acestor erupţii de metan va fi diferită şi în general mai mică datorită procesului de degazeificare naturală. Majoritatea erupţiilor de metan, care au avut loc la sondele de explorare din bazinul Valea Jiului, au fost însoţite de ape provenite din terasa Jiului, ape care au fost antrenate ascensional de

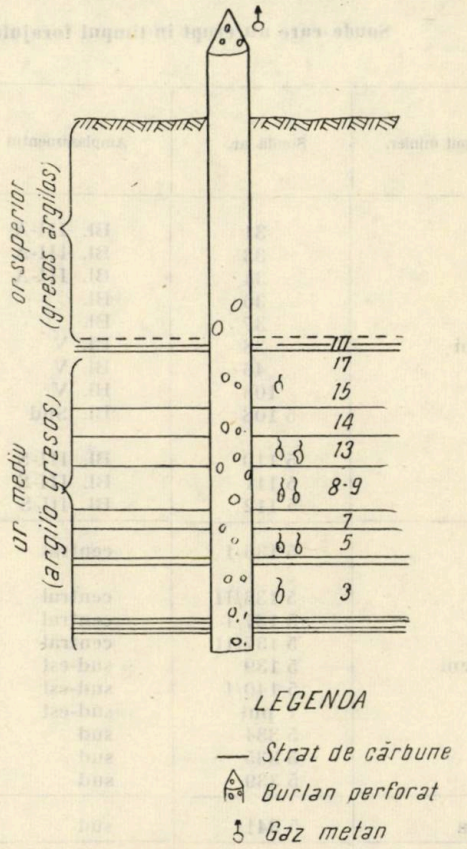


Fig. 6.

gaze. Aceste ape s-au întîlnit la sondele cu erupţii de metan şi barbotări, situate în apropierea Jiului, spre flancuri apărînd sporadic sau de loc. Sondele care au prezentat debite mai mari de ape sînt : 5 339 Paroşeni cu 600 l/h şi 5 140 Paroşeni cu 450 l/h. În toată perioada de foraj aceste debite au avut un caracter intermitent şi instabil variind în funcţie de anotimpuri.

În scopul degazeificării parţiale a zăcămîntului de cărbune din bazinul Valea Jiului, sondele care au avut erupţii, au fost tubate după terminarea lor cu coloane perforate pe intervalele unde s-au observat gazele (fig. 6). Coloanele perforate au fost înregistrate la zi cu burlan tronconic, perforat la partea superioară.

Sondele terminate din prima zonă gazeiferă, după 8 — 9 ani de la terminarea lor, erup şi azi intermitent şi atenuat, cum sînt : sondele 5 110, 5 112 din perimetrul minier Lupeni, sondele 5 137/I, 5 139, 5 140 şi 5 339 din cîmpul minier Paroşeni şi sonda 5 466 din cîmpul minier Livezeni.

Sînt sonde ca : 37, 38, 5 111 Lupeni, 5 136/I 5 334 Paroşeni care, tubate pentru gazeificare,

s-au înfundat parţial sau total din cauza colmatării găurilor, datorită drenării de material pelitic.

Detalii privind erupţiile de metan la foraje sînt date în tabela 1.

mici (sub 50%), iar în Cîmpul lui Neag, Hobceni, Răscoala şi Sălătruc, metanul nu s-a semnalat în foraje.

Se constată că cele mai multe degajări de metan (43%) au avut loc în momentul cînd talpa

Sonde care au erupt în timpul forajului şi mai prezintă azi degajări sub forma de barbotări sau bule

Tabela 1

Cîmpul minier.	Sonda nr.	Amplasamentul	Adîncimea, m	Stratul	Data începe ii erupţiei	Înălţimea de aruncare a noroiului, m
Lupeni	31	Bl. III-A	241	coperiş 5	1953	4
	33	Bl. III-A	82—268	3—5	1953	15
	34	Bl. III-A	287	coperiş 5	1952	16
	36	Bl. ∅	215	3	1953	20
	37	Bl. ∅	382	3	1954	10
	38	Bl. V	206	culcuş 5	1954	15
	46	Bl. V	118—376	8—9	1953	15
	103	Bl. V	180—336	15—5	1953	19
	5 108	Bl. Sud	61—473 superior	—	1955	14
	5 110	Bl. III-S	180—352	—	1956	17
	5 111	Bl. III-S	255—340	culcuş 5	1956	18
	5 112	Bl. III-S	256—319	8—9	1956	16
Paroşeni	5 136/I	central	50—255 superior	—	1956	16
	5 136/II	central	202—390	13—5	1956	16
	5 137/I	central	265—455	15—3	1956	14
	5 137/II	central	251—460	15—13	1957	14
	5 139	sud-est	96—440	15—5	1957	20
	5 140/I	sud-est	90—290	15—5	1955	18
	1 puţ	sud-est	45—280	15—5	1964	12
	5 334	sud	122—380	13—5	1964	14
	5 335	sud	120—369	15—5	1964	14
	5 339	sud	28—428	17—3	1964	20
Vulcan	5 341	sud	130—240	13—5	1964	14
Livezeni	5 466	sud-est	570—621	culcuş 5—3	1961	22
	5 918	sud-est	110 superior	falie	1964	6

Sintetizînd datele geologice din cele peste 600 sonde executate în bazinul carbonifer Petroşani, referitor la geologia gazului metan cantonat în complexul orizontului mediu, rezultă, pe baza statisticilor, următoarele concluzii :

Din numărul sondelor executate în bazin au prezentat :

— degajări sub formă de erupţii 25 sonde —4%
— degajări sub formă de barbotări 54 sonde—9%
— degajări sub formă de bule 84 sonde —14%

Total : 163 sonde—27% din total

Rezultă că mai mult de un sfert din sondele executate au prezentat manifestaţii de metan, din care 4% sub formă de erupţii.

Deci cîmpurile miniere cu cele mai multe degajări de metan sînt Lupeni şi Paroşeni, cu peste 90% din sondele executate în aceste perimetre.

Perimetrele miniere : Bărbăteni, Uricani, Dîlja, Petrila, au avut sonde cu gaze în proporţii

sondelor se afla în culcuşul stratelor de cărbune.

Timpul de la interceptarea stratului pînă la erupţia la zi a gazului variază în funcţie de presiunea sub care se află gazele în strat, de presiunea coloanei de noroi (1,24) şi de o serie de alţi factori ca : circulaţia noroiului, materialului folosit pentru noroi etc.

Sondele care au prezentat manifestaţii de metan în timpul cînd se fora în stratul de cărbune au o pondere de 26%, majoritatea acestora fiind stratele superioare, iar în orizontul superior — 31% (pe fracturi).

Din analiza datelor din tabela 4 reiese că numărul sondelor cu degajări de metan a crescut pe măsură ce sondele s-au adîncit, atingînd 22 — 23% între 200 şi 400 m, ceea ce corespunde zonei stratelor din mijlocul orizontului mediu.

Degajările de metan, în afară de alţi factori, sînt în funcţie şi de noroiul de foraj. Gazeificarea noroiului începe în talpa sondei, imediat după interceptarea stratului de către sondaj, fiind uşurată de circulaţia noroiului în puţ, care omogenizează noroiul micşorîndu-i densitatea pînă la aruncarea lui sub presiunea gazelor.

Sondele care au prezentat degajări de metan în timpul forajului

Tabela 2

Cîmpul minier	Total sonde executate	Numărul sondelor după forma de degajare a metanului			Total sonde cu degajări	Ponderea sondelor cu degajări	Distanța între sonde (rețea categ. C_1)
		erupții	barbotări	bule			
Cîmpul lui Neag	33	—	—	—	—	—	400—200
Hobiceni	56	—	—	—	—	—	400—200
Uricani	111	—	—	8	8	7	400—200
Bărbăteni	123	—	5	22	27	22	400—200
Lupeni	52	12	29	7	48	92	400—200
Paroșeni	22	10	7	4	21	95	400—200
Vulcan	22	1	4	10	15	68	600—300
Aninoasa	23	—	2	15	17	74	600—300
Dîlja	16	—	2	6	8	50	600—300
Iscroni	21	—	1	4	5	24	600—300
Petrila	25	—	—	2	2	8	600—300
Livezeni	33	2					
Răscoala	3	—	—	—	—	—	600—300
Lonea	55	—	—	2	2	4	600—300
Sălătruc	5	—	—	—	—	—	—

Poziția stratigrafică a tălpii sondelor în perioada degajărilor de metan

Tabela 3

Forma degajărilor	Orizont superior	Orizontul mediu			Total sonde
		coperiș stratul de cărbune	stratul de cărbune	culcuș stratul de cărbune	
Erupții	3	4	7	11	25
Barbotări	6	10	14	24	54
Bule	10	17	22	35	84
TOTAL : numărul sondelor	19	31	43	70	163
%	12	19	26	43	100

Adîncimea medie a sondelor care au avut degajări de metan

Tabela 4

Adîncimea, m	Forma degajărilor			Total sonde adîncime
	erupții	barbotări	bule	
0—100	7	9	11	27
100—200	6	13	9	28
200—300	10	12	15	37
300—400	1	16	19	36
400—500	—	2	25	27
500—600	1	2	5	8
TOTAL	25	54	84	163

Din tabela 5 rezultă caracterul predominant de intermitență a degajărilor de metan.

Caracterele degajărilor de metan

Tabela 5

Caracterul degajărilor	Forma degajărilor			Total degajări
	erupții	barbotări	bule	
Permanent	—	10	16	26
Intermitent	66	206	385	657
O singură dată	9	42	110	161
TOTAL	75	258	511	844

Timpul de degajare a metanului

Tabela 6

Zile	Numărul sondelor după forma degajărilor			Total
	erupție	barbotări	bule	
1—5	21	14	13	48
5—10	3	8	11	22
10—20	1	12	20	33
20—30	—	17	18	35
peste 30	—	3	22	25
TOTAL	25	54	84	163

Din tabela 6 se observă că erupțiile au avut durată scurtă de activitate, cuprinsă între 1 și 5 zile ; barbotările au avut loc în timp variabil, de la o zi pînă la 30 zile, iar sondele cu manifestări sub formă de bule au avut perioade lungi de activitate.

Concluzii

1) Lucrările geologice de explorare prin sonde executate în bazinul carbonifer Valea Jiului, în afara rezervelor de cărbune și a condițiilor geologice de zăcămînt, au mai indicat prezența gazului metan, cantonat în stratele de cărbune din complexul orizontului mediu.

2) Interpretînd materialul primar referitor la aria de răspîndire a metanului și intensitatea lui în bazin, s-a observat o zonare cu maxime în partea central-axială a bazinului, situată în cîmpurile miniere Lupeni și Paroșeni și un maxim (în sens vertical) în partea centrală a orizontului mediu, situat în stratele 5, 8 — 9 și 13.

3) Gazul metan s-a degajat în general în timpul cînd se fora în culcușul stratelor de cărbune, exceptînd cazurile de erupții (care au avut loc pe linii de falii) adîncimea unde au apărut aceste degajări fiind cuprinsă între 200 și 400 m. Durata manifestărilor a fost scurtă la formele de degajări intense (erupții) și lungă la formele de degajări atenuate (bule, barbotări), toate manifestațiile prezentînd caracterul de intermitență.

4) La proiectarea și dirijarea viitoarelor lucrări miniere din cîmpurile Bărbăteni, în mod special a minei Paroșeni și Livezeni, precum și la extinderea lucrărilor existente, se impune luarea în considerare a datelor geologice privind gazul metan din sonde.

TEHNICĂ *minieră*

Capacitatea portantă a vetrei și determinarea ei în condiții de mină

Ing. TÖKÉS, T. și
ing. DÎRDALĂ, C.

Fenomenul de penetrare a stîlpilor de susținere în rocile situate în vatra abatajelor este frecvent întîlnit în minele de cărbuni, în special în minele noastre de lignit. Principial, orice element de susținere solicitat provoacă o deformare a rocii cu care se află în contact. În cazul stîlpilor — care prin excelență au rolul preluării unor sarcini concentrate ridicate și care de regulă sînt puse în contact direct cu roca, fără intercalarea altui element de susținere — deformațiile trec deseori în stadiul de rupere, îndată ce se întrece capacitatea portantă maximă a vetrei, declanșîndu-se penetrarea progresivă a stîlpilor.

Fenomenul de penetrare îngreuiază — uneori împiedică — operațiile de recuperare, contribuind totodată la modificarea esențială a caracteristicii de funcționare a stîlpului, cu consecințe, în general, nefavorabile asupra controlului coperișului. Ca atare, alegerea judicioasă a mărimii suprafeței tălpii este foarte importantă. O subdimensionare a ei, în cazul utilizării stîlpilor metalici de abataj, duce la fenomene de penetrare care, în afară de dificultățile mai sus arătate, duc la reducerea capacității portante a susținerii, o parte din greutatea acesteia rămînînd nefolosită.

S-ar părea că problema poate fi ușor rezolvată printr-o supradimensionare a suprafețelor de contact. O analiză mai amănunțită va duce însă la concluzia confirmată de practică și anume că supradimensionarea tălpii (aplicată rigid pe tocul stîlpilor, așa cum se obișnuiește în practica minelor noastre de lignit) poate duce de asemenea la efecte negative deoarece, pe lîngă faptul că talpa mărită îngreuiază stîlpii — datorită convergenței din abataj — poate duce la solicitări excesive ale tocului, mergînd pînă la distrugere. Distrugerea nu este cauzată de o solicitare la compresiune excentrică simplă, așa cum o presupun unii autori [1] deoarece, pe lîngă tensiunile născute de forța axială și momentul încovoietor, se măresc tensiunile și datorită tendinței de pierdere a stabilității secțiunii (prin flambaj). Într-adevăr, fără existența pericolului de flambaj, momentele încovoietoare determinate de sarcina excentrică aplicată pe talpă, în puține cazuri ar putea duce la distrugerea stîlpilor (ne referim la tălpi cu dimensiuni uzuale în minele de lignit), deoarece mărimea excentricității reale este sensibil mai mică decît semilățimea (respectiv raza) tălpii.

Rezultă că dimensionarea suprafețelor de contact este necesar să se realizeze cît mai exact avînd în vedere consecințele nefavorabile datorate, atît supradimensionării, cît și subdimensionării. Exactitatea impusă pune sub semn de întrebare posibilitatea utilizării în acest scop a calculelor teoretice, care nu pot duce la rezultate suficient de exacte datorită impreciziei schemelor de calcul și a erorilor cu care se determină proprietățile fizico-mecanice ale rocii, precum și datorită variațiilor însemnate ale acestor din urmă proprietăți în cuprinsul aceluiași zăcămînt, strat sau chiar panou.

Găsirea unei soluționări juste a problemei se impune și mai mult dacă ținem seama de pierderile materiale importante provocate de dimensionarea inexactă a tălpii stîlpilor de abataj. Dacă asupra consecințelor nefavorabile ale subdimensionării nu există date economice, supradimensionările apar relativ bine ilustrate prin efectul lor economic de către statisticile ce evidențiază numărul de stîlpi deveniți inutilizabili datorită distrugerii tocului. Astfel, în cele două abataje frontale de la E.M. Voievozi (Vărzari II și Cuzap I) echipate cu stîlpi metalici ICEMIN în cursul unui trimestru aproximativ 10% din stîlpi au devenit inutilizabili din cauza amintită mai sus [2].

În scopul unei soluționări expeditive și totodată juste a acestei probleme, este necesară o metodă rapidă și eficace de determinare a portanței vetrei, imediat și în orice punct al zăcămîntului în curs de exploatare, cu ajutorul unui dispozitiv care să fie la îndemîna inginerilor și tehnicienilor din producție. În concordanță cu concluziile unor cercetări realizate în străinătate [3], [4], un astfel de dispozitiv trebuie să fie de o construcție corepunzătoare pentru a putea stabili sarcina limită specifică asupra vetrei, înainte de declanșarea fenomenului de penetrare.

În cele ce urmează vom descrie o instalaţie realizată în acest scop în cadrul ICEMIN, precum şi principalele concluzii care au decurs din experimentarea ei în condiţii de mină. Aceste concluzii se referă în primul rînd la parametrii care trebuie stabiliţi cu ocazia determinărilor practice, precum şi la unele consideraţii privind posibilităţile tehnice ale generalizării acestor determinări.

*

În principiu instalaţia (fig. 1) constă în stîlpul Ferromatik prevăzut cu pălăria de construcţie specială *2* care asigură o suprafaţă de reazem suficient de mare (peste 3 800 cm²) pentru a reduce la minim penetrarea în coperiş a stîlpului în cursul încercărilor. De partea inferioară a tocului se pot ataşa, la dorinţă, tălpile *3*, *4*, şi *5*, avînd diametrele de 180, 250, respectiv 300 mm. Ele se fixează sub talpă cu ajutorul a trei ştifturi speciale. Ventilul *6* prevăzut cu un manometru *7* cu limitele de măsurare de 0 — 600 at realizează legătura hidraulică a pompei de înaltă presiune *8* — în cazul figurii o pompă tip Schwartz cu presiunea maximă capabilă de 400 at — cu lichidul din interiorul stîlpului prin intermediul furtunului de înaltă presiune *9* şi pistonului de preîntepenire *10*. Suportul orizontal *11*, solidarizat de tocul stîlpului printr-un colier a cărui poziţie poate fi reglată

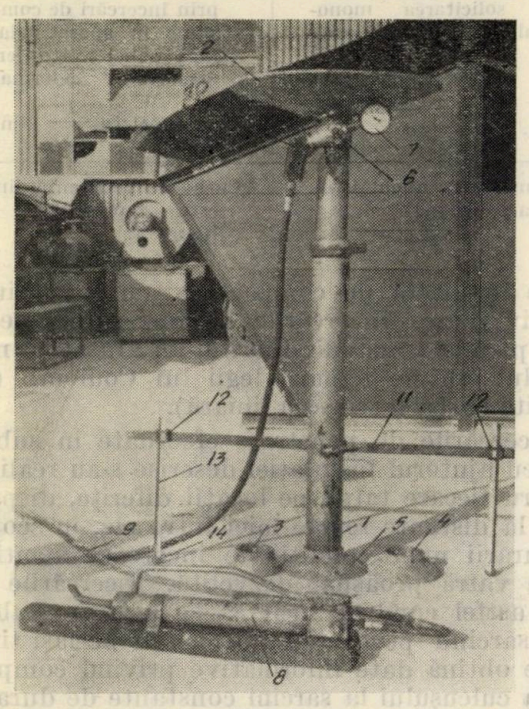


Fig. 1. Instalaţie pentru determinarea portanţei vetrei.

la dorinţă datorită îmbinării sale demontabile, suportă pe două console cîte un cursor *12*, cu poziţie reglabilă. În cursorul *12* se găsesc introduse rigletele verticale, gradate milimetric *13*; capătul inferior al rigletelor se termină cu cîte o semisferă metalică *14* care se reazemă liber în concavitatea reperului de vatră. Forma constructivă a acestuia din urmă se poate urmări mai

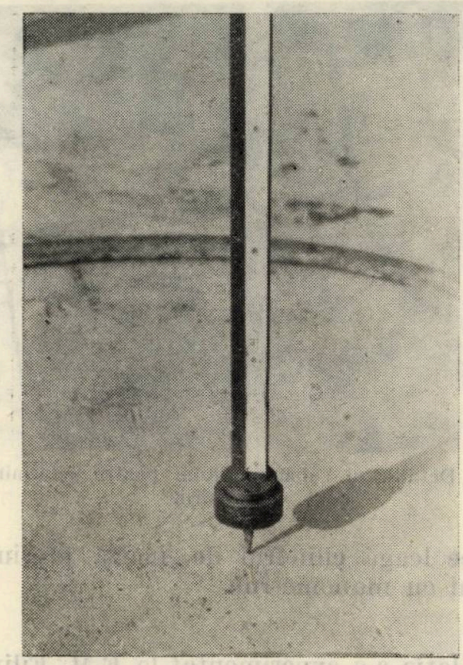


Fig. 2. Construcţia reperului de vatră.

bine pe figura 2. Acest reper, terminîndu-se printr-un con ascuţit, poate fi fixat în vatră brin batere.

Stîlpul *1*, pompa *8*, furtunul de legătură *9*, pistolul *10* şi ventilul *11* din figura *1* reprezintă, în esenţă, o instalaţie care, în condiţiile înţepenirii sale între coperiş şi culcuş, prin pomparea uleiului în interiorul stîlpului, realizează solicitarea culcuşului asemenea unei prese. Solicitarea maximă realizabilă, ţinînd seamă de presiunea maximă a pompei, este de 38 tf, sarcină suficient de mare, deoarece în practică nu se utilizează în prezent stîlpi metalici a căror portanţă întrece limita de 40 tf (cu excepţia tumbelor).

Suportul orizontal *11*, cursorii *12*, rigletele *13* şi reperii de vatră reprezintă indicatorul de penetrare. Un detaliu al acestui subansamblu este redat în figura 3. Suportul orizontal are o lungime suficient de mare (peste 700 mm, măsuraţi dintre axa stîlpului şi capătul ei), aceasta cu scopul de a permite măsurarea suficient de exactă a penetrării momentane a stîlpului într-un punct unde refularea de material din jurul tălpii este practic neglijabilă.

Întreaga instalaţie cîntăreşte mai puţin de 160 kg şi poate fi demontată în subansamble cu greutăţi maxime de 70 kg, ceea ce îi asigură o uşoară manevrabilitate.

Pe principiul arătat se poate adapta orice tip de stîlp hidraulic, aflat în dotaţia minelor.

Stîlpii GS, care în prezent sînt printre cei mai răspîndiţi, pot fi modificaţi, utilizînd principiul expus [5] şi executînd în acest scop, un racord suplimentar între pompa şi tubul de înaltă pre-

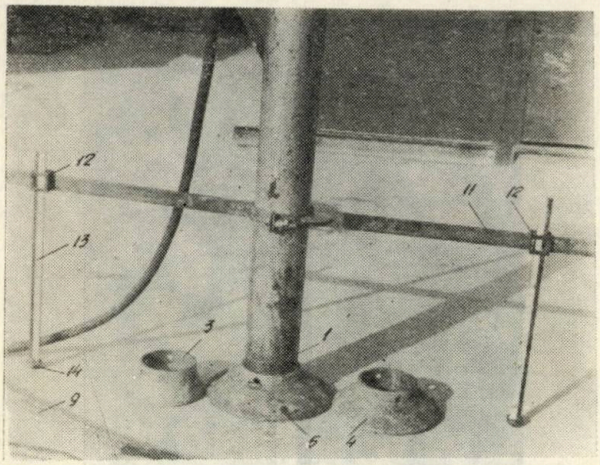


Fig. 3. Detaliu al subansamblului pentru determinarea penetrării.

siune ce leagă cilindrul de înaltă presiune a stîlpului cu manometrul.

*

Instalaţia s-a experimentat la E.M. Filipeşti, în galeria direcţională 44535 de pe stratul IV C, stabilindu-se capacitatea portantă a culcuşului acestui strat. Pe baza analizelor de laborator executate pe probe culese nemijlocit din zona experimentărilor, culcuşul stratului IV C se caracterizează prin proprietăţile fizico-mecanice indicate în tabela 1 şi prin cele reprezentate în figura 4.

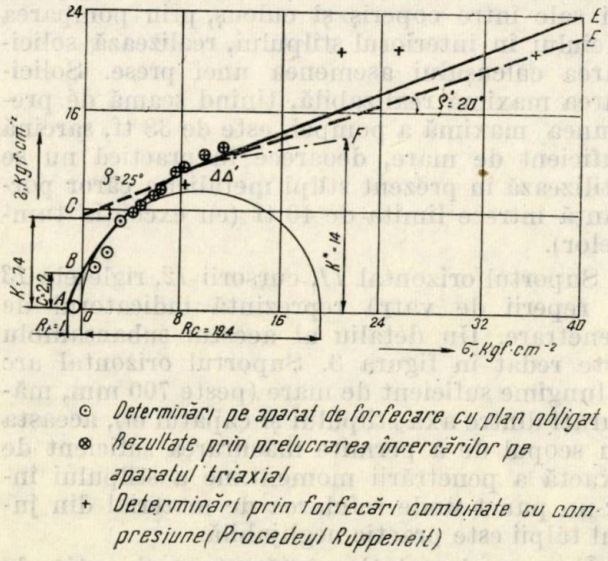


Fig. 4. Curba de rezistenţă-limită a culcuşului stratului IV C, E. M. Filipeşti de Pădure (galeria 44535).

Proprietăţile indicate în tabela 1 şi figura 4 relevă că roca care constituie culcuşul direct al stratului este o argilă prăfoasă aflată într-o

Tabela 1

Caracteristicile culcuşului stratului IV C

Felul determinării	Proprietăţile caracteristice ale rocii
Aspect macroscopic	Argila marnoasă, prăfoasă gălbuie, către cenuşie; friabilă datorită conţinutului de nisip
Conţinut $CaCO_3$	8,3%
Compoziţie granulometrică	Argilă (sub 0,005 mm) — 43% Praf (0,005—0,05 mm) — 49% Nisip (0,05 2 mm) — 8%
Greutate specifică absolută	2,70 gf/cm³
Greutate specifică aparentă la umiditate naturală	2,11—2,15 gf/cm³
Umiditate naturală	13 %
Limitele de plasticitate : — superioară L_p — inferioară L_f	 48,5% 19,8%
Indice de plasticitate I_p	28,7 (plasticitate mare)
Indice de consistenţă I_c	1,23 (stare de consistenţă tare)
Rezistenţa la rupere la compresiune monoaxială	19,4 kgf/cm²
Limita proporţională pentru solicitarea monoaxială la compresiune	12,6 kgf/cm² (determinat prin încercări de compresiune în aparat triaxial fără solicitare laterală, măsurînd deformaţiile cu precizia $\frac{1}{100}$ mm).
Coeziunea şi unghiul de frecare internă	Curba de rezistenţă limită este reprezentată pe figura 4.

stare înaintată de compactare, cu o coeziune relativ mare. Încercările de forfecare, executate prin trei metode diferite, au arătat că materialul nu se supune legii lui Coulomb (nu admite curbă intrinsecă liniară).

Încercările de penetrare efectuate în subteran cu ajutorul instalaţiei descrise s-au realizat pentru fiecare talpă pe locaţii diferite, dispuse însă la distanţe foarte mici între ele, în scopul asigurării unor condiţii de încercare identice, pe o vatră proaspăt dezvelită. Încercările au fost astfel conduse încît să se asigure stabilirea sarcinii portante-limită şi în acelaşi timp să se obţină date informative privind comportarea culcuşului la sarcini constante de durată. În acest scop s-au realizat încercări solicitînd progresiv culcuşul, cu viteze de solicitare cuprinse între 0,227 şi 0,295 kgf/cm² şi minut, înregistrînd pătrunderile corespunzătoare citirilor de pe manometrul indicator. Prin prelucrarea datelor înregistrate au putut fi trasate. curbele de penetrare, prezentate în figura 5.

Urmărind aceste curbe se remarcă valorile apropiate ale sarcinii specifice critice pentru cele trei tălpi încercate. Această sarcină specifică-critică are însă valori superioare sarcinii specifice-critice corespunzătoare solicitării de durată.

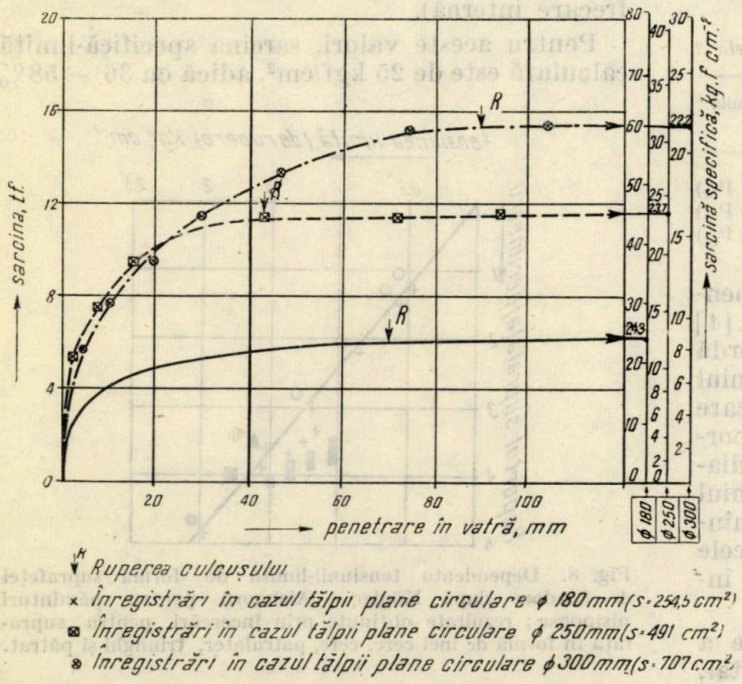


Fig. 5. Curbele de penetrare în vatră a tălpilor plane circulare cu ∅ 180, 250 și 300 mm la E. M. Filipești de Pădure stratul IV C (galeria 44535).

Astfel, din diagrama interpretativă din figura 6 (care a fost întocmită pe baza curbelor de penetrare din figura 5), se poate constata că proporționalitatea dintre sarcină și deformație dispare de la valori mai mici, reprezentînd numai 71 — 76% din sarcinile specifice, momentane. După întrecerea acestor limite, stabilitatea culcușului poate fi considerată distrusă, deoarece deformațiile lui continuă chiar și fără creșterea sarcinii. O concluzie similară poate fi trasată și din încercările realizate solicitînd culcușul timp îndelungat. Aceste încercări, ale căror rezultate s-au prezentat în figura 7, arată că solicitările de durată, care nu au întrecut 61 — 65% din sarcina specifică critică (maximă), nu au provocat penetrări accentuate, în schimb cele cu valori mai apropiate de sarcina specifică critică duc la penetrări cu viteze crescînde, ceea ce demonstrează că rezistența culcușului a fost deja învinsă.

Din cele de mai sus se poate trage concluzia — concordantă cu indicațiile literaturii de specialitate [6], [7], [8], [9], [10] — că sarcina specifică-critică de durată poate fi acceptată egală cu sarcina specifică corespunzătoare limitei de proporționalitate dintre solicitare și deformație, limită care poate fi pusă în evidență de diagrama curbei de penetrare. În cazul în care în cursul încercărilor nu se poate stabili cu exactitate penetrarea totală în momentul ruperii, sarcina specifică-critică de durată se poate accepta egală cu 50 — 60% din sarcina specifică-critică (la rupere).

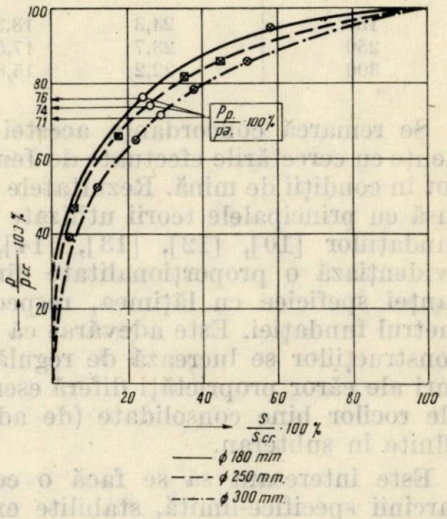


Fig. 6. Stabilirea limitei de proporționalitate, E. M. Filipești de Pădure, stratul IV C (galeria 44535):

1 — penetrare momentană, mm; s_{cr} — penetrare în momentul ruperii vetrei, mm; p — sarcina specifică curentă, kgf/cm²; p_{cr} — sarcina specifică critică, kgf/cm²; p_p — limita de proporționalitate.

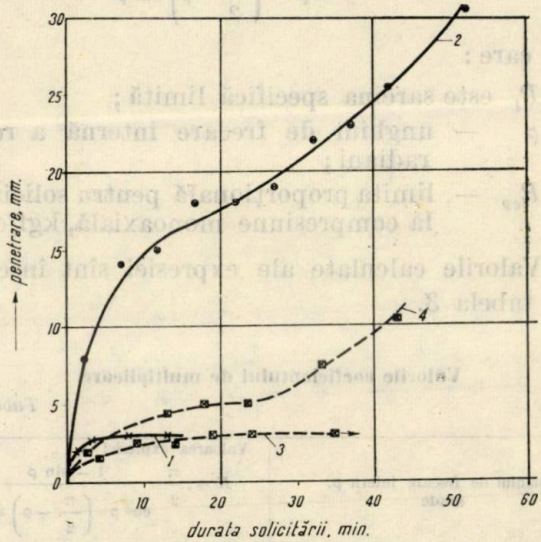


Fig. 7. Curbele de penetrare în vatră ale tălpilor plane circulare cu ∅ 180 și 250 mm pentru sarcini specifice, constante în funcție de timp, E. M. Filipești de Pădure, stratul IV C (galeria 44535):

1 — Ø 180 mm solicitare constantă de 14,9 kgf/cm² (61% din P_{cr}); *2* — Ø 180 mm solicitare constantă de 22,4 kgf/cm² (92% din P_{cr}); *3* — Ø 250 mm solicitare constantă de 15,4 kgf/cm² (65% din P_{cr}); *4* — Ø 250 mm solicitare constantă de 19,3 kgf/cm² (81% din P_{cr}).

Rezultatele încercărilor efectuate au arătat că, atît sarcina specifică la rupere, cît şi cea limită, variază invers proporţional cu diametrul tălpii, aşa cum rezultă din tabela 2.

Sarcini specifice critice şi limită pentru culcuşul stratului IV C

Tabela 2

Diametrul tălpii, mm	Sarcina specifică, critică (maximă), P_{cr} kgf/cm²	Sarcina specifică-limită kfg/cm²
180	24,3	18,35 (76% din P_{cr})
250	23,7	17,5 (74% din P_{cr})
300	22,2	15,8 (71% din P_{cr})

Se remarcă concordanţa acestei interdependenţe cu cercetările efectuate de Jenkins [3], [4] tot în condiţii de mină. Rezultatele nu concordă însă cu principalele teorii utilizate în domeniul fundaţiilor [10], [12], [13], [14], [15], care evidenţiază o proporţionalitate directă a portanţei speficice cu lăţimea, respectiv cu diametrul fundaţiei. Este adevărat că în domeniul construcţiilor se lucrează de regulă cu pămînturi ale căror proprietăţi diferă esenţial de cele ale rocilor bine consolidate (de adîncime), întîlnite în subteran.

Este interesant să se facă o comparaţie a sarcinii specifice-limită, stabilite experimental, cu valorile calculate. Relaţia de calcul cea mai la îndemînă, datorită comodităţii calculelor, precum şi datorită parametrilor utilizaţi, are expresia următoare [6]:

$$P_l = kR_{cp} = \frac{\pi}{2} \frac{1 - \sin \rho}{\cos \rho - \left(\frac{\pi}{2} - \rho\right) \sin \rho} R_{cp}, \text{ kgf/cm}^2$$

în care:

P_l este sarcina specifică limită;

ρ — unghiul de frecare internă a rocii, radiani;

R_{cp} — limita proporţională pentru solicitare la compresiune monoaxială, kgf/cm².

Valorile calculate ale expresiei sînt înscrise în tabela 3.

Valorile coeficientului de multiplicare

Tabela 3

Unghiul de frecare intern ρ, grade	Valoarea expresiei $K = \frac{\pi}{2} \frac{1 - \sin \rho}{\cos \rho - \left(\frac{\pi}{2} - \rho\right) \sin \rho}$
5	1,62
10	1,75
15	1,86
20	1,98
25	2,12
30	2,30
35	2,52

Din tabela 1 rezultă că roca din culcuşul stratului IV C este caracterizată prin:

$$R_{cp} = 12{,}6 \text{ kgf/cm}^2;$$

$\rho = 20°$ (valoarea minimă a unghiului de frecare internă).

Pentru aceste valori, sarcina specifică-limită calculată este de 25 kgf/cm², adică cu 36 — 58% mai mare decît cifrele rezultate prin încercări directe. Această abatere este destul de mare şi se datorează, atît impreciziei relaţiei de calcul, cît şi erorii determinărilor de laborator. Utilizarea acestor relaţii poate fi recomandată în consecinţă numai pentru calculele orientative. Ea are marele dezavantaj că nu ţine seamă de forma şi dimensiunile suprafeţei tălpii, ceea ce influenţează sensibil valoarea sarcinii specifice-limită. Remarcăm că această relaţie este aplicabilă numai în cazul unui culcuş omogen. În cazul culcuşului cu banc protector de cărbune, această relaţie nu poate fi utilizată, trebuind să se recurgă la alte metode de calcul [18].

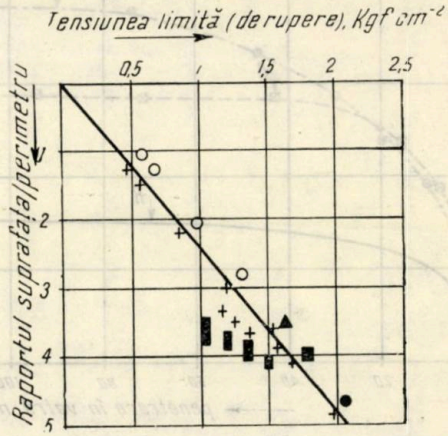


Fig. 8. Dependenţa tensiunii-limită de forma suprafeţei de fundare după Kögler — Aichhorn pentru pămînturi nisipoase; rezultate obţinute prin încercări pentru suprafaţa în formă de inel cerc, cerc, patrulater, triunghi şi pătrat.

Avînd în vedere influenţa mare a formei suprafeţei de rezemare asupra sarcinii specifice limită, aşa cum rezultă din figura 8, [7] în cursul determinărilor practice cu ajutorul instalaţiei descrise în prima parte a lucrării, va trebui să se utilizeze tălpi avînd formă identică cu talpa stîlpilor ce urmează a fi introduşi în abatajul vizat. Gama de dimensiuni necesare pentru încercări poate fi apreciată în prealabil cu ajutorul relaţiei de calcul.

Încercările practice ale dispozitivului şi diagramele întocmite permit să ilustrăm şi mai evident importanţa determinării practice a capacităţii portante a culcuşului. În acest scop s-au întocmit diagramele din figura 9, din care rezultă că subdimensionarea tălpii reduce portanţa stîlpului la aproape 45% din capacitatea nominală. În astfel de condiţii, aproape

50% din greutatea stîlpului este manevrată inutil.

O problemă foarte importantă este aceea a alegerii suprafeței tălpii stîlpilor, pentru cazul rocilor tari din culcuș. Supradimensionarea, tibile să suporte sarcini cu excentricități mari. Mărimea excentricității este determinată, în acest caz, în primul rînd de mărimea convergenței coperișului, deci de înclinarea primită de stîlpi.

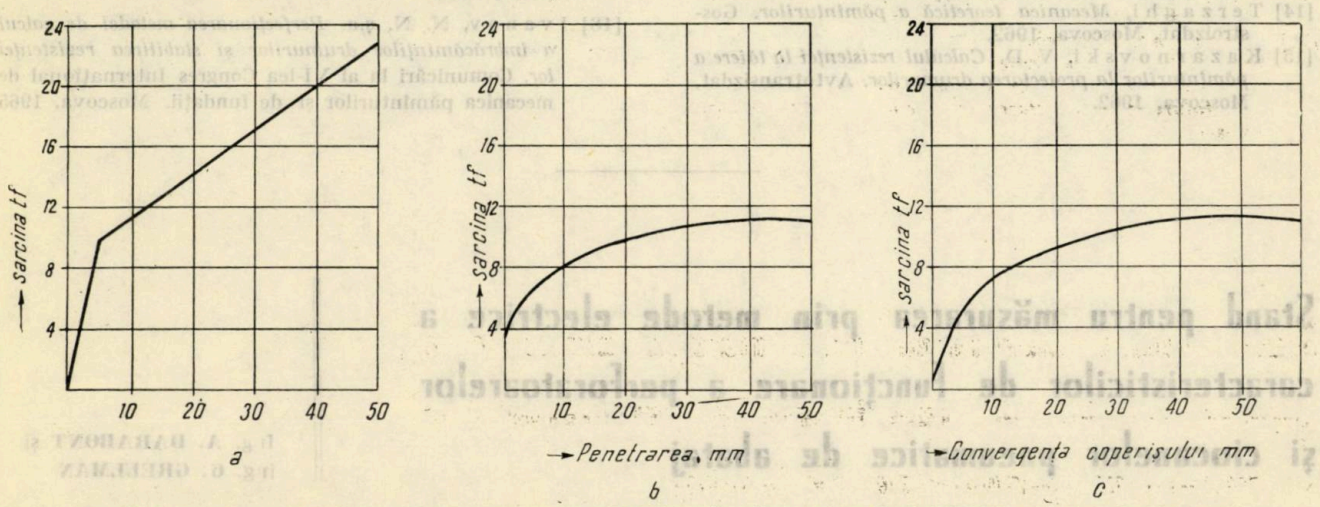


Fig. 9. Influența penetrării în vatră asupra caracteristicii de funcționare a stîlpului ST-25 cu talpa ∅ 250 mm : *a* – caracteristica de funcționare a stîlpului ST–25; *b* – curba de penetrare în vatră a unei tălpi Ø 250 mm; *c* – caracteristica de funcționare a stîlpului ST–25 cu talpa Ø 250 mm în abataj, pe o vatră avînd caracteristica de penetrare din figura 1b (s-a neglijat penetrarea în tavan).

așa cum am arătat anterior, poate avea efecte distrugătoare asupra tocului și telescopului stîlpului, în special în cazul stîlpilor cu fricțiune. Solicitările periculoase apar din cauza repartiției excentrice a sarcinii asupra suprafeței tălpii.

Este demonstrat [10], [12], [13] că, în cazul plăcii circulare rigide încărcate cu o forță concentrată excentrică P, presiunea specifică de-a lungul diametrului trasat prin punctul de aplicare a sarcinii (considerat abscisă) se repartizează după relația :

$$q(x) = \frac{P}{\pi r^2}\left(\frac{4x_0}{r^2}x + 1\right) = p_m \cdot \left(\frac{4x}{r^2}x + 1\right)$$

unde :

$q(x)$ este sarcina specifică în punctul cu abscisa x ;
r — raza plăcii încărcate ;
x_0 — excentricitatea sarcinii ;
P — sarcina aplicată ;
p_m — sarcina specifică medie.

Cu ajutorul acestor relații se poate demonstra că în cazul alegerii unei tălpi care asigură o presiune specifică medie ce satisface relația :

$$P_m \geqslant 0{,}5\ P_{cr}$$

excentricitatea sarcinii nu poate depăși valoarea $x_0 = \frac{r}{4}$, iar contactul dintre talpă și culcuș se menține continuu.

În consecință, tălpile ale căror sarcină specifică medie reprezintă mai puțin de 50% din sarcina specifică critică a culcușului sînt susceptibile să suporte sarcini cu excentricități mari. Mărimea excentricității este determinată, în acest caz, în primul rînd de mărimea convergenței coperișului, deci de înclinarea primită de stîlpi.

Se poate recomanda, în consecință, ca alegerea tălpii stîlpilor de abataj să se realizeze pe baza încercărilor practice, folosind instalația descrisă și acceptînd ca valoarea sarcinii specifice proiectate să fie aproximativ 50% din sarcina specifică-limită a culcușului. În acest caz excentricitatea sarcinii nu depășește un sfert din raza tălpii aplicate, iar penetrarea stîlpului în vatră este exclusă. Este de la sine înțeles însă că stîlpul trebuie să fie, la rîndul său, capabil să preia această sarcină excentric aplicată, lucru care va trebui să fie verificat suplimentar pentru fiecare tip constructiv. În cazul în care răspunsul la această întrebare este negativ, va trebui să se găsească o altă soluție pentru aplicarea tălpii, renunțîndu-se la îmbinarea ei rigidă cu tocul.

Bibliografie

[1] Mărdărescu, Gh. *Considerații asupra stîlpilor metalici de abataj.* Revista Minelor, nr. 8, 1965.
[2] * * * *Susținerea metalică a abatajelor în minele de lignit.* ICEMIN, 1965.
[3] Jenkins, J. D. *Mecanica pătrunderii în rocile din vatra lucrărilor miniere.* Iron Coal Tr. Rev., 1955.
[4] Jenkins, J. D. *Unele cercetări cu privire la capacitatea portantă a vetrelor lucrărilor miniere.* Transaction of the Inst. of Mining Engineers, nr. 11, 1958.
[5] Cărpinișan, D., Dîrdală, C., Tökes, T. ș.a. *Aparataj pentru determinarea presiunii rocilor în subteran realizat în ICEMIN.* Revista Minelor, nr. 11, 1964.
[6] * * * *Materiale din domeniul construcțiilor subterane miniere și al tunelurilor de cale ferată.* Vol. 1, Budapesta, 1952.
[7] Kögler, S. *Baugrund und Bauwerk.* Berlin, 1938.
[8] Ruppeneit, K. V. *Unele probleme de mecanica rocilor.* Ugletehizdat, Moscova, 1954.
[9] Stamatiu, M. *Mecanica rocilor.* Editura tehnică, 1962.

[10] Zaharescu, E. *Contribuţii la studiul capacităţii portante a fundaţiilor.* Ed. Academiei R.P.R. 1961.
[11] Talobre, J. *Mecanica rocilor,* Moscova, 1960.
[12] Lehr, H. *Exemple de calcul pentru proiectarea fundaţiilor.* Editura tehnică, 1960.
[13] Maslov., N. N., ş.a. *Culegere de probleme de mecanica pămînturilor.* Moscova, 1963.
[14] Terzaghi, *Mecanica teoretică a pămînturilor.* Gosstroizdat, Moscova, 1962.
[15] Kazarnovski, V. D. *Calculul rezistenţei la tăiere a pămînturilor la proiectarea drumurilor.* Avtotransizdat, Moscova, 1962.
[16] Gorbunov — Posadov, M. I. *Calculul portanţei fundaţiilor nisipoase.* Comunicări la al VI-lea Congres Internaţional de mecanica pămînturilor şi fundaţii, Moscova, 1965.
[17] Spruth, F. *Strebausbau in Stahl und leichtmetall.* Essen, 1951.
[18] Ivanov, N. N. ş.a. *Perfecţionarea metodei de calcul a îmbrăcămînţilor drumurilor şi stabilirea rezistenţei lor.* Comunicări la al VI-lea Congres Internaţional de mecanica pămînturilor şi de fundaţii. Moscova, 1965

Stand pentru măsurarea prin metode electrice a caracteristicilor de funcţionare a perforatoarelor şi ciocanelor pneumatice de abataj

Ing. A. DARABONT şi
ing. G. GRELLMAN

În Directivele Congresului al IX-lea al Partidului Comunist Român cu privire la dezvoltarea economiei naţionale în perioada 1966 — 1970, se arată că promovarea şi extinderea în ritm accentuat a tehnicii celei mai înaintate în toate ramurile economiei naţionale reprezintă o condiţie principală pentru îndeplinirea cu succes a sarcinilor prevăzute în planul pe anii 1966—1970.

Unul din aspectele introducerii tehnicii noi în industria minieră este proiectarea şi executarea de noi utilaje, corespunzătoare condiţiilor de funcţionare specifice din minele noastre ale căror performanţe să se ridice la nivelul tehnicii mondiale. Proiectarea unor utilaje cu astfel de performanţe ridicate se poate face numai prin studierea şi rezolvarea, în mod ştiinţific a tuturor problemelor legate de fenomenele care au loc în timpul funcţionării lor.

Studiul precis, prin metode matematice, al acestor fenomene în cazul motoarelor pneumatice cu piston liber (ciocane de abataj şi perforatoare) este foarte greoi, ceea ce a făcut ca studiul lor prin măsurări să constituie o necesitate.

Pentru cercetarea experimentală a maşinilor pneumatice cu piston liber s-au folosit metode mecanice, mecano-optice şi mai recent, metode electrice. În comparaţie cu primele două metode, ultima se impune printr-o serie de avantaje, printre care şi aceea că permite măsurarea simultană a tuturor parametrilor care caracterizează funcţionarea maşinii.

Oricare din metode s-ar folosi, în cadrul încercărilor se măsoară parametrii tehnici fundamentali, precum şi datele tehnice fundamentale. Ulterior, pe baza acestora se determină, prin calcule, anumite mărimi derivate care, de asemenea, caracterizează maşina din diferite puncte de vedere.

Datele tehnice fundamentale sînt următoarele : presiunea de lucru, diametrul cilindrului, cursa pistonului, greutatea pistonului şi lungimea ciocanului, diametrul interior al furtunului de aer, diametrul furtunului de apă, dimensiunile sculei (sfredel sau piston). Parametrii tehnici fundamentali ai perforatoarelor sau ciocanelor de abataj sînt : lucrul mecanic de percuţie, consumul de aer, frecvenţa loviturilor, amplitudinea oscilaţiei de recul a corpului, nivelul zgomotului produs, utilaje, precum şi turaţia sfredelului, momentul de rotire a sfredelului, viteza medie de perforare, consumul de apă de spălare a găurii de mină, forţă optimă de apăsare, consumul de lubrifiant, în cazul perforatoarelor.

Mărimile derivate sînt : puterea de percuţie, puterea specifică, CP/kg, consumul specific de aer, Nm^3/CP-min, randamentul motorului, randamentul de percuţie, randamentul total, consumul de aer pe unitatea de putere Nm^3/CP în cazul ambelor utilaje, precum şi puterea de rotaţie a sfredelului, puterea totală, consumul de aer pe metru de gaură în cazul perforatoarelor.

Parametrii tehnici fundamentali se pot determina prin încercări de laborator, încercări industriale sau de exploatare.

Standul proiectat de autori permite măsurarea parametrilor tehnici fundamentali, proprii încercărilor de laborator, industriale şi a celor de exploatare.

Principala particularitate a standului constă în aceea că toţi parametrii fundamentali (exceptînd consumul de aer) se măsoară prin metode electrice.

În cazul încercărilor de laborator este necesar să se aducă anumite modificări ciocanelor sau perforatoarelor, de exemplu găurirea cilindrului prin montarea traductoarelor de presiune și de temperatură, fixarea traductorului de cursă pe cilindru ș.a. Pentru efectuarea încercărilor industriale și de exploatare nu se aduce nici un fel de modificări construcției acestor utilaje.

Metodele de măsurare a parametrilor fundamentali

a) *Determinarea lucrului mecanic de percuție* se poate face prin două metode corespunzătoare încercărilor de laborator și industriale.

În cazul încercărilor de laborator se ridică diagrama $s = f(t)$ (s — cursa pistonului), cu ajutorul unui traductor de cursă inductiv, a cărui schemă principială este redată în figura 1.

Funcționarea traductoarelor inductive se bazează pe variația inductanței bobinei prin deplasarea în interiorul ei a miezului sau a unui alt element al circuitului magnetic, legat de corpul a cărui mișcare se studiază.

Schema de principiu este formată din circuitul magnetic *1* cu intrefierul circular, bobina *2*, tubul nemagnetic care se deplasează împreună cu pistonul *3* și bobina de scurtcircuitare *4*.

Schema electrică de legare a traductorului (fig. 2) este formată din potențiometrele *1*,

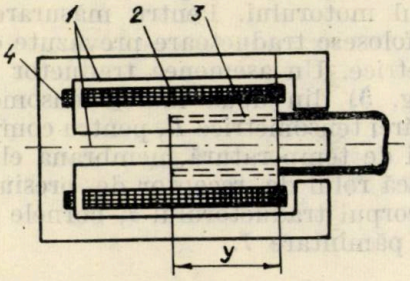


Fig. 1

bobina *2* cu inductanța constantă, bobina *3* cu inductanța variabilă, legate în punte.

Puntea este alimentată de la oscilatorul *4* care furnizează la o tensiune de aproximativ 1 V cu frecvența de 2 000 Hz.

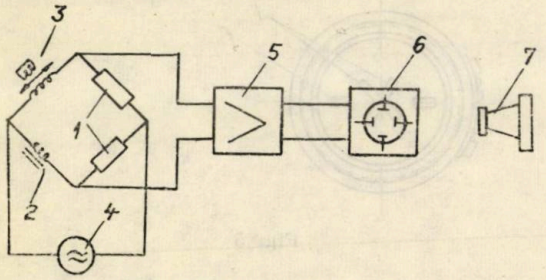


Fig. 2

Tensiunea de dezechilibru este amplificată de amplificatorul *5* și introdusă pe plăcile de deflecție verticale ale osciloscopului *6*. Pe orizontală este aplicată tensiunea internă de baleiaj permițînd astfel apariția pe ecran a variației cursei în funcție de timp. Imaginea se poate filma cu aparatul de filmat *7*. În locul oscilografului catodic *6* se poate folosi și un oscilograf cu bucle.

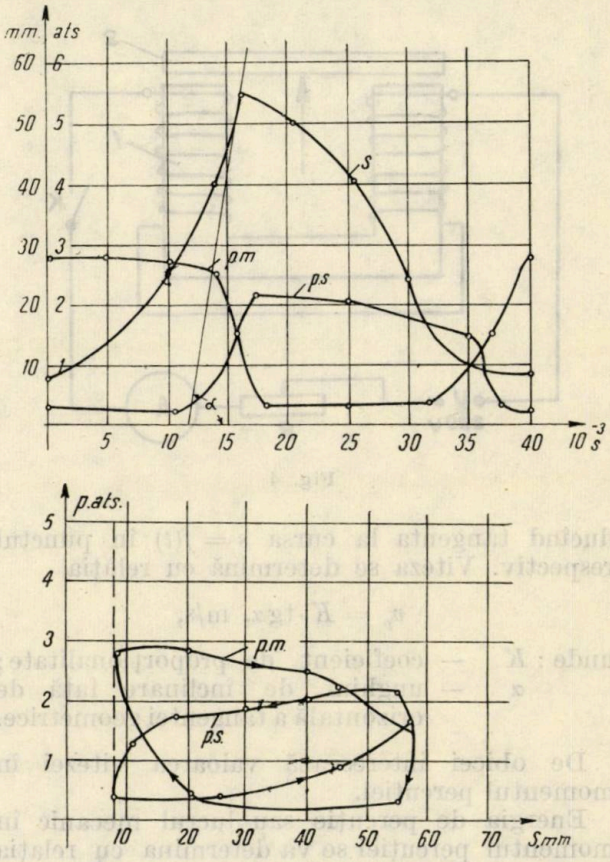


Fig. 3

Pentru formarea schemei din figura 2 se poate folosi puntea tensometrică ORION tip RZ — 003 în care este înglobat oscilatorul de alimentare a punții *4*, o punte de compensare și amplificatorul *5*, iar ca osciloscop, tipul ORION — 1538/C prevăzut cu aparatul de filmare tip MTV — 1578.

Conectarea punții de inductanță 1—2—3 la puntea tensometrică se face printr-un cablu ecranat.

Pentru etalonarea traductorului de cursă, se echilibrează puntea de inductanță cu pistonul într-o poziție externă, apoi se deplasează pistonul din 5 în 5 mm, filmîndu-se de fiecare dată imaginea de pe ecranul osciloscopului.

Cu ajutorul acestor imagini și cunoscînd baza de timp, se poate ridica diagrama cursă-timp [$s = f(t)$] (fig. 3 a). Din această diagramă în primul rînd se poate determina frecvența loviturilor cu formula

$$n = \frac{60}{T}, \text{ lov/min},$$

unde : T — durata unui ciclu complet de lucru în s.

Viteza de deplasare a pistonului se poate determina în orice moment al mișcării pistonului,

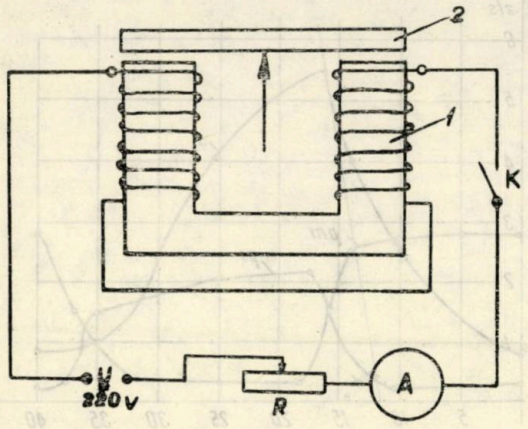


Fig. 4

ducînd tangenta la cursa $s = f(t)$ în punctul respectiv. Viteza se determină cu relația

$$v_p = K \cdot \text{tg}\alpha, \text{ m/s},$$

unde : K — coeficient de proporționalitate;
α — unghiul de înclinare față de orizontală a tangentei geometrice.

De obicei interesează valoarea vitezei în momentul percuției.

Energia de percuție sau lucrul mecanic în momentul percuției se va determina cu relația

$$L_p = \frac{m_p v_p^2}{2}, \text{ kgfm},$$

unde : m_p — masa pistonului, kgfs²/m.

Diagrama $s = f(t)$ permite să se determine de asemenea lungimea reală a cursei pistonului și spațiul dintre piston și capacele cilindrului în pozițiile extreme ale pistonului.

Cunoscînd lucrul mecanic de percuție L_p și frecvența loviturilor n, se poate determina puterea de percuție cu relația :

$$N = \frac{L_p \cdot n}{60 \cdot 75}, \text{ CP}.$$

Pentru măsurarea lucrului mecanic de percuție în cazul încercărilor industriale, se utilizează dispozitivul a cărui schemă de principiu este redată în figura 4.

Dispozitivul constă dintr-un electromagnet *1* de curent continuu a cărui armătură *2* poate executa o mișcare de translație fiind ghidată. Armătura se poate deplasa pe distanța de 1 mm fiind prevăzută cu un opritor de cursă. Electromagnetul este conectat într-un circuit de curent continu (220 V) provenit de la un redresor cu seleniu.

În circuit se mai conectează un reostat R cu reglare fină și un ampermetru A, care poate fi gradat în unități de energie.

Lovitura pistonului se transmite prin intermediul buterolei la armătura *2*, care la început se găsește în poziția atras.

Măsurarea se face începînd cu poziția cursorului reostatului care asigură forța maximă de atracție a armăturii și apoi se scade pînă cînd loviturile pistonului dezlipesc armătura. În poziția aceasta se măsoară curentul și, folosind diagrama „lucru mecanic-curent", se găsește valoarea lucrului mecanic.

Etalonarea se face lăsînd să cadă de la diferite înălțimi, greutăți egale cu greutatea pistonului ciocanului care se studiază, citindu-se curentul indicat de ampermetru în momentul dezlipirii armăturii. Se întocmește astfel diagrama „lucru mecanic-curent".

Electromagnetul folosit este calculat pentru forța de atracție de 200 kgf (100 kgf pentru fiecare piesă polară).

Momentul dezlipirii armăturii de piesele polare ale electromagnetului este sesizat printr-un semnalizator optic.

b) *Măsurarea variației presiunii în cilindru* (diagrama indicată).

Măsurarea variației presiunii în cilindru se execută numai în cazul încercărilor de laborator cînd se studiază și procesele care au loc în interiorul motorului. Pentru măsurarea presiunii se folosesc traductoare prevăzute cu mărci tensometrice. Un asemenea traductor este format (fig. 5) din două mărci tensometrice *1*, două mărci tensometrice *1'*, pentru compensarea variației de temperatură, membrana elastică *2*, care joacă rolul de receptor de presiune, piulița *3*, corpul traductorului *4*, bornele de lucru *6* și de pămîntare *7*.

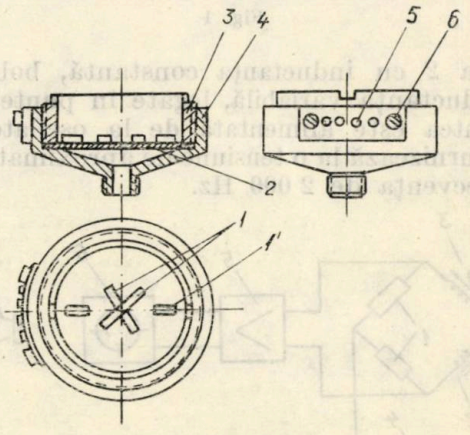


Fig. 5

Schema bloc a instalației pentru măsurarea presiunii se compune din cele patru mărci tensometrice *1* legate în punte (fig. 6) Puntea este alimentată cu o tensiune de aproximativ 1 V de la un oscilator *2* care lucrează în jur a

2 000 Hz. Amplificatorul *3* amplifică semnalul de dezechilibru şi-l introduce pe plăcile de deflecţie verticale ale osciloscopului *4*. Pe plăcile de deflecţie orizontale se introduce tensiunea internă de baleiaj, astfel pe ecran apare curba de

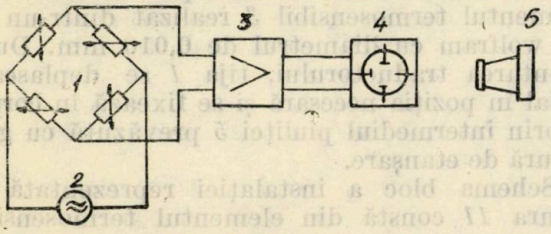


Fig. 6

variaţie a presiunii funcţie de timp. Această variaţie se poate filma cu ajutorul aparatului de filmat *5*. La un ciocan pneumatic se montează două traductoare de presiune, pentru ambele părţi ale cilindrului.

Etalonarea traductorului se face cu ajutorul unui mic compresor şi un manometru de precizie, variind presiunea din 0,5 în 0,5 ats, de la o la 5 ats şi filmînd imaginea de pe ecran.

În figura 3 sînt redate curbele „presiune-timp" $p = f(t)$ pentru partea dinspre mîner a cilindrului (p.m.) şi pentru partea dinspre sfredel (p.s.) în cazul unui ciocan perforator. Eliminînd parametrul timp din diagramele $p = f(t)$ şi $s = f(t)$ obţinem diagrama indicată a motorului $p = f(s)$ (fig. 3 b).

Aria suprafeţei diagramei indicate reprezintă lucrul mecanic efectuat de aerul comprimat în partea respectivă a cilindrului :

$$L_m = K_1 A_1 ; \quad L_s = K_2 A_2$$

unde : K_1 şi K_2 — sînt scările la care s-a executat diagrama, în kgfm/cm² ;

A_1 şi A_2 — ariile suprafeţelor în cm²

Lucrul mecanic efectuat de aerul comprimat, corespunzător unui ciclu de lucru, este :

$$L_c = L_m + L_s .$$

Randamentul mecanic va fi raportul dintre lucrul mecanic de percuţie L_p şi lucrul mecanic al aerului comprimat L_c ;

$$\eta_m = \frac{L_p}{L_c} 100\ \% .$$

Diagramele $p = f(t)$ permit de asemenea să se determine căderea de presiunea de la racordul la reţea la intrarea în cilindru, momentul în care are loc închiderea sau deschiderea orificiilor de evacuare a aerului, modul de funcţionare al organului de distribuţie ş.a.

c) *Măsurarea consumului de aer* se poate face cu debitmetrul cu membrană tip Askania, care permite înregistrarea variaţiei debitului în timp.

Cunoscînd consumul de aer Q (m³ N/min) se poate determina lucrul mecanic al aerului admis în cilindru L_a folosind relaţia :

$$L_a = \frac{Q}{n} 3\,600 \left(\frac{p_2}{p_0} \right)^{0,286} - 1, \ \text{(kgfm)},$$

unde : p_2 — presiunea aerului în cilindru ;

p_0 — presiunea aerului în reţea.

Astfel se poate determina randamentul indicat :

$$\eta_i = \frac{L_c}{L_a} 100\ \% .$$

Randamentul efectiv al motorului va fi produsul dintre randamentul mecanic şi randamentul indicat.

$$\eta_{ef} = \eta_m \cdot \eta_i$$

d) *Măsurarea deplasării corpului* (reculul) se face cu traductoare de cursă similare celor folosite pentru deplasarea pistonului. În acest caz însă miezul mobil al traductorului inductiv este legat de corpul ciocanului.

Ridicarea diagramei de recul se face pentru o anumită forţă de apăsare, deoarece amplitudinea oscilaţiei de recul a corpului depinde, în mare măsură, de valoarea acestei forţe.

e) *Măsurarea momentului de rotire al sfredelului* se face cu dispozitivul a cărui schemă de principiu este redată în figura 7. Dispozitivul se compune dintr-un electromagnet *1* avînd o armătură *2* cu deplasarea paralelă, traversa *3*, legată de armătura *2* şi cama *4* antrenată de

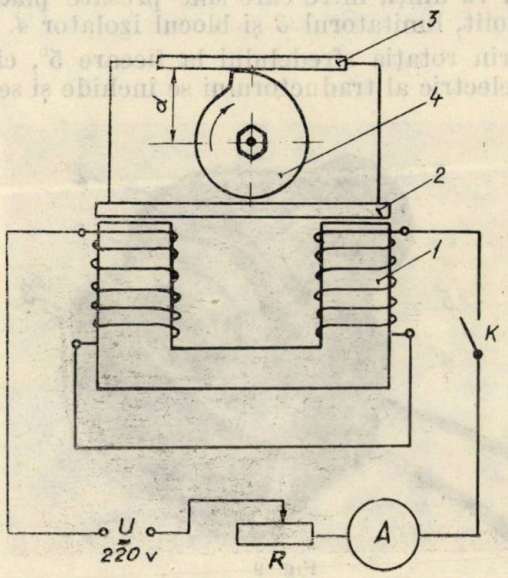


Fig. 7

sfredel. Electromagnetul *1* este conectat într-un circuit similar cu cel redat în figura *4* şi este calculat pentru o forţă de atracţie maximă de 50 kgf. La fiecare rotaţie a sa cama dezlipeşte armătura *2*, mărind treptat forţa de atracţie ;

la un moment dat cama împreună cu sfredelul se blochează.

Citind valoarea corespunzătoare a forţei şi cunoscînd distanţa *d* se poate determina momentul maxim de rotire a sfredelului.

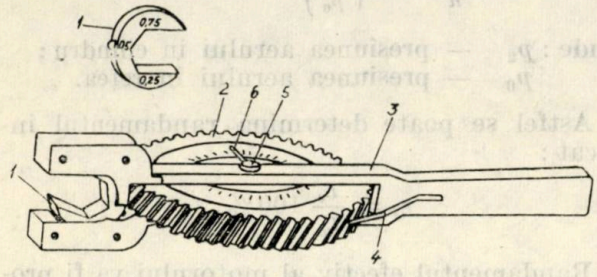


Fig. 8

f) *Măsurarea numărului de rotaţii şi unghiului de rotaţie al sfredelului.*

Numărul de rotaţii al sfredelului se poate măsura cu dispozitivul din figura 8, care constă din bucşa *1* antrenată de sfredel, care se roteşte liber în interiorul corpului.

Dintele fixat pe partea laterală a bucşei angrenează roata dinţată *2* în mişcare liberă în jurul axului *5*. Angrenajul este în aşa fel conceput încît la fiecare rotaţie a bucşei *1*, roata *2* se roteşte cu un dinte. Citirea numărului de rotaţii se face pe cadranul *6*. Deoarece roata *2* se poate roti în virtutea inerţiei s-a prevăzut frîna limitator *4*. Unghiul de rotire al sfredelului se măsoară cu dispozitivul din figura *9*, care se compune din bucşa *1* cu un orificiu interior hexagonal prin care trece sfredelul, roata dinţată *2* cu 72 dinţi, între care sînt presate plăci din textolit, limitatorul *3* şi blocul izolator *4*.

Prin rotaţia sfredelului la fiecare 5°, circuitul electric al traductorului se închide şi se deschide apărînd semnalul corespunzător pe ecranul oscilografului.

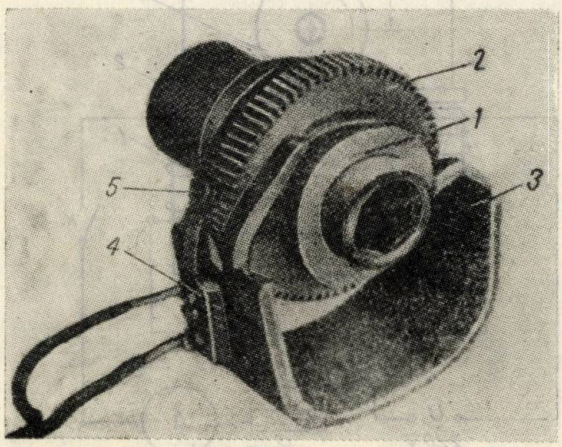


Fig. 9

Unghiul de rotaţie al sfredelului se înregistrează de obicei pe oscilogramă simultan cu diagrama „cursă-timp" în vederea interpretării lor.

g) *Măsurarea temperaturii aerului în cilindrul maşinii.* Pentru măsurarea variaţiei temperaturii în cilindru se foloseşte traductorul reprezentat în figura *10*, care constă din tija cilindrică *1* confecţionată din sticlă organică, în care se fixează conductorul *2* prin care se trece elementul termosensibil *3* realizat dintr-un fir de wolfram cu diametrul de 0,016 mm. După montarea traductorului, tija *1* se deplasează axial în poziţia necesară şi se fixează în corpul *4* prin intermediul piuliţei *5* prevăzută cu garnitură de etanşare.

Schema bloc a instalaţiei reprezentată în figura *11* constă din elementul termosensibil *1* conectat printr-un cablu ecranat la o punte formată din potenţiometrele *2*, oscilatorul *3*, amplificatorul *4*, osciloscopul *5* şi aparatul de filmat *6*.

Etalonarea se face cu ajutorul unui termometru introdus împreună cu traductorul într-un

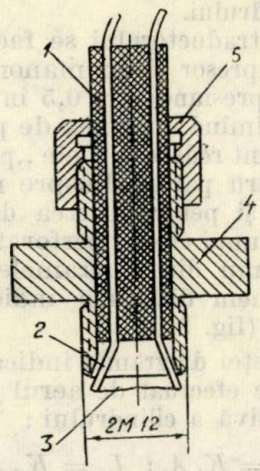


Fig. 10

vas cu ulei, notînd indicaţiile termometrului şi filmînd imaginea de pe ecran.

h) *Determinarea vitezei de perforare* se face cronometrînd timpul de perforare şi măsurînd lungimea găurii forate. Viteza de perforare va fi

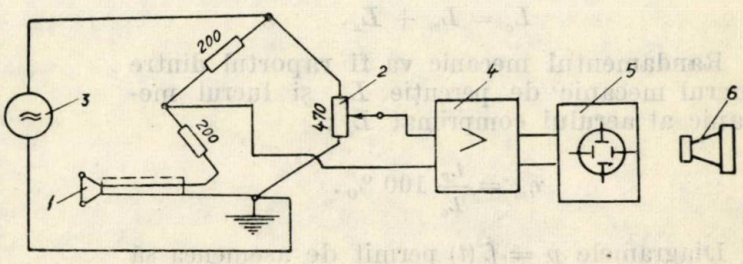


Fig. 11

raportul dintre lungimea găurii şi timpul de perforare.

Forţa optimă de avans se consideră acea forţă la care se obţine viteza de perforare maximă. Se determină prin încercări repetate, pornind iniţial de la o valoare orientativă.

i) *Nivelul zgomotului* produs în timpul perforării se poate măsura cu ajutorul fonometrului executat în cadrul Sectorului de cercetări miniere — Baia Mare sau cu cel tip 2 603 al firmei „Bruelle et Qiere" prevăzut cu un spectrometru sonor tip 3311.

Microfonul se instalează la o distanţă de 0,5 m de la ciocanul sau perforatorul care lucrează.

Descrierea standului propus

Standul propus de autori va permite efectuarea încercărilor de laborator, industriale şi parţial a celor de exploatare.

În cazul încercărilor de laborator şi industriale, în locul piconului sau sfredelului, se foloseşte o buterolă. Lucrul mecanic de percuţie se va măsura cu traductorul *6*, unghiul de rotire cu traductorul *7*, iar cuplul de rotire cu dispozitivul *8*. Toate subansamblurile descrise mai sus sînt aşezate pe un postament *9* fixat pe batiul *10*. Ciocanul de încercat poate fi înclinat cu 45 şi 90° în sens ascendent, respectiv descendent.

În cazul încercărilor de exploatare, în locul buterolei se montează sfredelul *11* cu care se perforează în blocul de rocă *12* fixat cu dispozitivul *13*. Poziţia blocului poate fi reglată cu

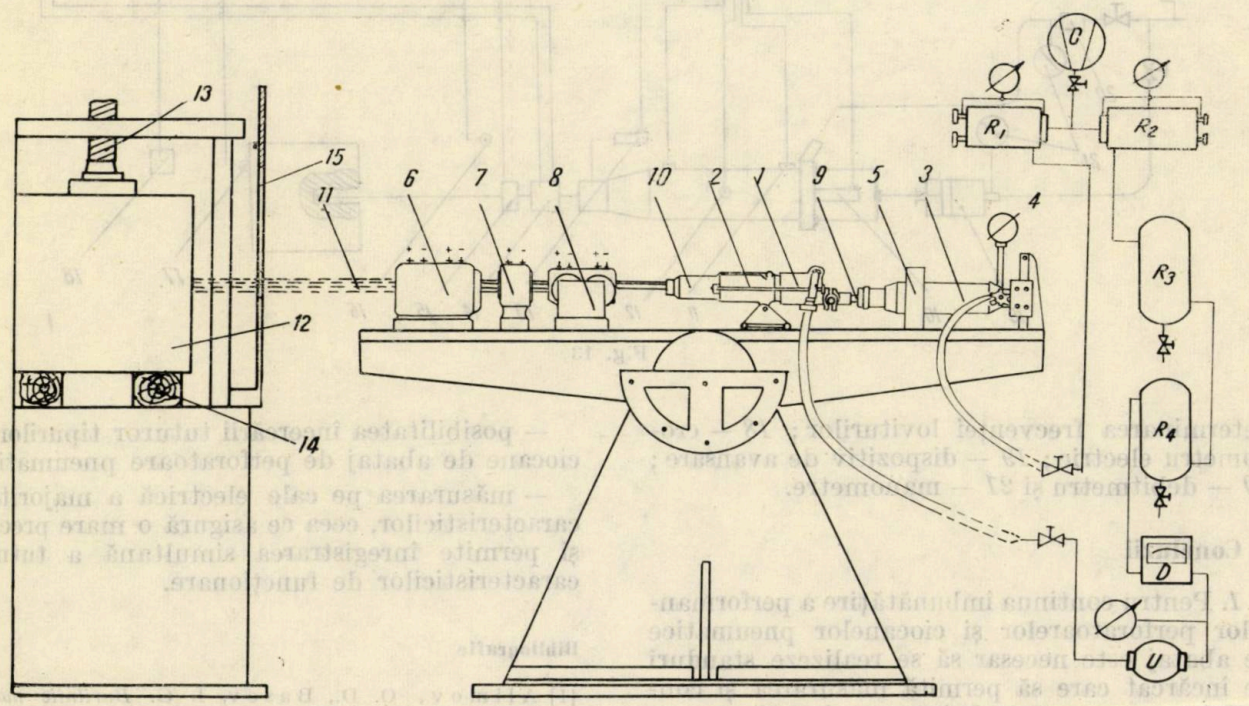


Fig. 12

Standul permite încercarea tuturor tipurilor perforatoarelor şi ciocanelor pneumatice de abataj fabricate în ţară şi în străinătate.

Instalaţia pentru alimentarea cu aer comprimat constă (fig. 12) din compresorul *C*, două regulatoare de presiune R_1, R_2 (unul pentru perforatorul sau ciocanul pneumatic, altul pentru dispozitivul de avans), rezervoarele tampon R_3 şi R_4, debitmetrul *D* şi ungătorul automat *U*.

Perforatorul sau ciocanul pneumatic de încercat *1* este aşezat pe un cărucior *2*. Forţa de avans variabilă, este asigurată de motorul pneumatic cu piston *3* sprijinit în dispozitivul *4* şi fixat cu dispozitivul *5*. Reglînd presiunea de la regulatorul R_1 se poate regla forţa de avans a dispozitivului *3* prevăzut cu un manometru gradat în unităţi de forţă.

ajutorul calelor *14*. Se prevede de asemenea un panou *15* de protecţie.

Schema bloc a instalaţiilor electrice ale standului este redată în figura *13*;

1 — bloc de semnalizare şi reglaj pentru cuplul de rotire; *2* — numărător de impulsuri pentru determinarea frecvenţei loviturilor; *3* — spectometru sonor *4* — fonometru; *5* — înregistrator pentru timp, frecvenţa loviturilor şi unghiul de rotire al sfredelului; *6* — cutie de comutare; *7* — punte tensometrică, amplificator şi generator de semnale; *8* — oscilograf catodic sau cu bucle; *9* — magnetofon; *10* — traductor de cursă al pistonului; *11* — traductoare de presiune; *12* — traductor de temperatură; *13* — traductor de cursă pentru corpul perfora-

torului sau ciocanului; *14* — traductor pentru măsurarea momentului de rotire; *15* — traductor pentru măsurarea unghiului de rotire al sfredelului; *16* — microfon pentru măsurarea nivelului de zgomot; *17* — microfon pentru

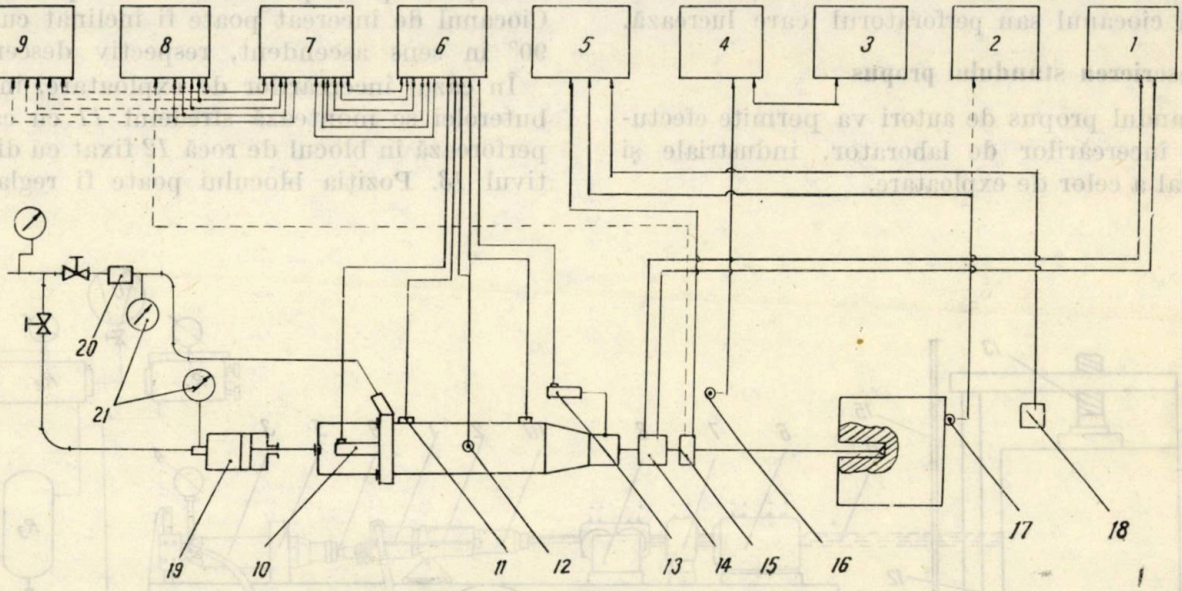


Fig. 13

determinarea frecvenţei loviturilor; *18* — cronometru electric; *19* — dispozitiv de avansare; *20* — debitmetru şi *21* — manometre.

Concluzii

1. Pentru continua îmbunătăţire a performanţelor perforatoarelor şi ciocanelor pneumatice de abataj este necesar să se realizeze standuri de încărcat care să permită măsurarea şi controlul tuturor caracteristicilor de funcţionare cu precizie şi în condiţii concrete de lucru.

2. Intrucît standurile existente nu satisfac cerinţele, este necesar ca uzina constructoare de unelte pneumatice miniere, unele unităţi de cercetări şi întreprinderile (combinatele) miniere să fie dotate cu standuri de tipul celui propus.

3. Standul propus întruneşte următoarele avantaje:

— posibilitatea de a se efectua toate cele trei tipuri de încercări (laborator, industriale şi de exploatare);

— posibilitatea încercării tuturor tipurilor de ciocane de abataj de perforatoare pneumatice;

— măsurarea pe cale electrică a majorităţii caracteristicilor, ceea ce asigură o mare precizie şi permite înregistrarea simultană a tuturor caracteristicilor de funcţionare.

Bibliografie

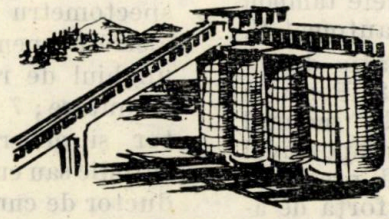
[1] Alimov, O. D., Basov, I. G. *Burilnîie maşini* Gosgortehizdat, 1960

[2] Friedrich, A. K. *Prüfung von Bohrhamern auf dem Bohrprüfstand.* Glückauf, nr. 17/18, 1957

[3] Friedrich, A. K. *Das Messen der Kolbenergie des Bohrhammers.* Glückauf, nr. 47/48, 1957

[4] Iuşin, V. V. *Issledovanie şahtnih pnevmomaşin elektriceskim metodami izmerenia.* Gosgortehizdat, 1963

[5] Darabont, A., Dulce, Z. *Măsurarea prin metode electrice a caracteristicilor de funcţionare a perforatoarelor fabricate în ţară.* Revista Minelor, nr. 6, 1965



T 1 4628/67
LEPORDITVA

Influența numărului de tobe motoare și a încărcării lor asupra solicitării benzii la transportoarele cu bandă de cauciuc

Ing. V. HOEPFNER

În studiul de față vom determina, prin exemple concrete, efectul pe care îl au numărul de tobe motoare, amplasarea acestora de-a lungul transportorului, precum și proporțiile în care se încarcă cu putere aceste tobe, asupra solicitării benzii, la transportoarele cu bandă de cauciuc.

În acest scop vom stabili ca element de comparabilitate, lungimea maximă de montaj orizontal ce se poate realiza cu un transportor, avînd o bandă de cauciuc cu o anumită tensiune maximă admisibilă și anumite date de funcționare, care să fie

— încărcarea cu puteri egale a tobelor motoare, în care caz acestea vor lucra cu raporturi $s = S_{urc}/S_{cob}$, diferite între ele, numai una putînd atinge valoarea maximă admisibilă a acestui raport ;

— încărcarea tobelor cu puteri diferite, care să se găsească în anumite raporturi optime, astfel încît toate tobele să lucreze la raportul $s = S_{urc}/S_{cob}$ maxim admisibil.

În plus, vom analiza pentru transportul cu trei tobe motoare, cazul realizării raportului : s maxim admisibil numai

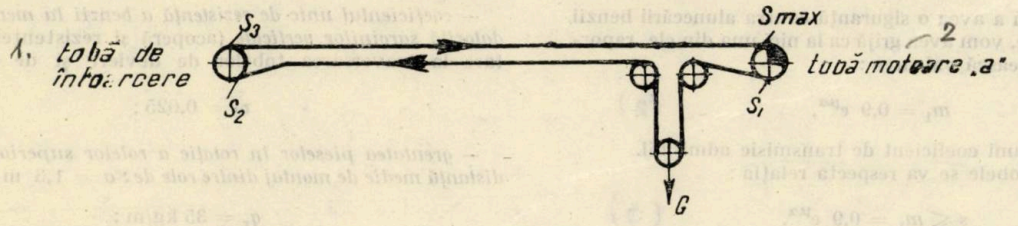


Fig. 1

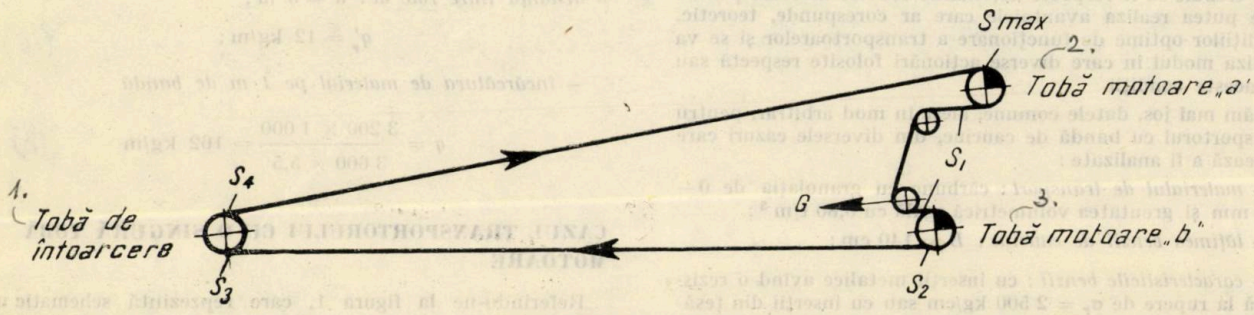


Fig. 2

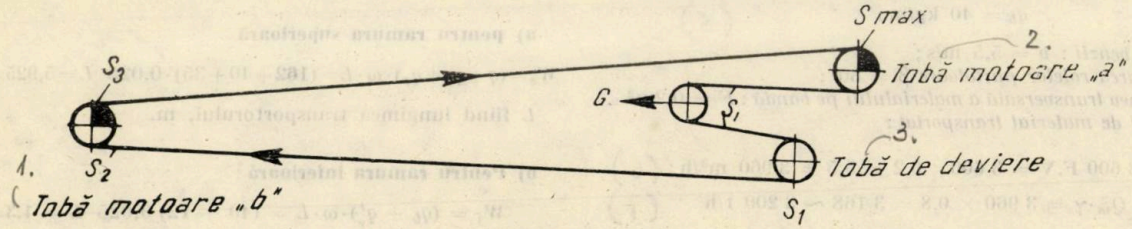


Fig. 3

acționat cu o tobă motoare ca în figura 1, cu două tobe motoare ca în figurile 2 și 3 și cu trei tobe motoare ca în figura 4.

În cazul acționării prin două sau trei tobe motoare vom considera două ipoteze și anume :

la una din tobele motoare și încărcarea cu puteri diferite a tobelor, pentru a evidenția și mai mult importanța păstrării încărcării cu putere a tobelor în anumite proporții optime, care se vor determina prin calcul.

Înainte de a intra în fondul problemei, vom aminti că, pentru a nu se produce alunecarea benzii de cauciuc pe o tobă motoare, este necesar ca în tot cursul funcționării transportorului raportul dintre tensiunea din bandă la urcare pe toba motoare respectivă și la coborîre după această tobă : $s = S_{urc}/S_{cob}$ să nu depășească valoarea coeficientului maxim de transmisie :

$$m = e^{\mu\alpha}, \qquad (1)$$

în care :

e = 2,781 este baza logaritmilor naturali ;

μ — coeficientul de frecare dintre banda de cauciuc și toba motoare ;

α — unghiul de înfășurare a benzii pe toba motoare.

De fapt, pentru a avea o siguranță contra alunecării benzii pe tobele motoare, vom avea grijă ca la nici una din ele, raportul s să nu depășească valoarea :

$$m_1 = 0{,}9\ e^{\mu\alpha}, \qquad (2)$$

pe care o vom numi coeficient de transmisie admisibil.

Deci la toate tobele se va respecta relația :

$$s \leqslant m_1 = 0{,}9\ e^{\mu\alpha}. \qquad (3)$$

În partea finală a studiului se vor preciza condițiile pe care trebuie să le respecte acționările tobelor motoare pentru a se putea realiza avantajele care ar corespunde, teoretic, condițiilor optime de funcționare a transportoarelor și se va analiza modul în care diverse acționări folosite respectă sau nu aceste condiții.

Dăm mai jos, datele comune, alese în mod arbitrar, pentru transportorul cu bandă de cauciuc, din diversele cazuri care urmează a fi analizate :

— *materialul de transport* : cărbune cu granulația de 0—300 mm și greutatea volumetrică egală cu 0,80 t/m^3 ;

— *lățimea benzii de cauciuc* : B = 140 cm ;

— *caracteristicile benzii* : cu inserții metalice având o rezistență la rupere de σ_r = 2 500 kg/cm sau cu inserții din țesături sintetice având aceeași rezistență de rupere pe 1 cm de bandă ;

$$s_1 = s_2 = 6 \text{ mm} ; \qquad (4)$$

$$q_b = 40 \text{ kg/m} ; \qquad (5)$$

— *viteza benzii* : v = 5,5 m/s ;

— *înclinarea rolelor purtătoare* $\beta = 30°$;

— *secțiunea transversală a materialului pe bandă* : $F = 0{,}2\text{m}^2$

— *debitul de material transportat* :

$$Q_m = 3\,600\ \text{F.V} = 3\,600 \times 0{,}2 \times 5{,}5 = 3\,960 \text{ m}^3/\text{h} ; \qquad (6)$$

$$Q_t = Q_m \cdot \gamma = 3\,960 \times 0{,}8 = 3\,168 \sim 3\,200 \text{ t/h} \qquad (7)$$

— *coeficientul de siguranță la solicitarea benzii în timpul funcționării de regim* :

$$K = 10 ; \qquad (8)$$

— *tensiunea maximă admisibilă în banda de cauciuc* :

$$S_{max} = \frac{B\sigma_r}{k} = \frac{140 \times 2\,500}{10} = 35\,000 \text{ kg} ; \qquad (9)$$

— *unghiul de înfășurare a benzii pe fiecare din cele trei tobe motoare* :

$$\alpha = 240° ; \qquad (10)$$

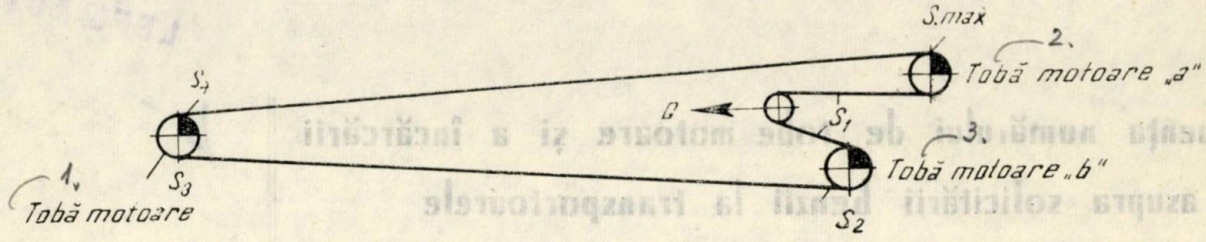


Fig. 4

— *coeficientul de frecare a benzii pe toba metalică, la atmosfera umedă* :

$$\mu = 0{,}2 \qquad (11)$$

— *coeficientul maxim de transmisie a fiecărei tobe* :

$$m = e^{\mu\alpha} = 2{,}31 ; \qquad (12)$$

— *coeficientul de transmisie admisibil al fiecărei tobe* :

$$m_1 = 0{,}9 \text{ m} = 2{,}1 ; \qquad (13)$$

— *coeficientul unic de rezistență a benzii la mersul orizontal datorită sarcinilor verticale* (acoperă și rezistențele suplimentare la traversarea tobelor de deviere și de întindere) :

$$\omega = 0{,}025 ; \qquad (14)$$

— *greutatea pieselor în rotație a rolelor superioare pentru o distanță medie de montaj dintre role de* : a = 1,3 m :

$$q_r = 35 \text{ kg/m} ; \qquad (15)$$

— *greutatea pieselor în rotație a rolelor inferioare pentru o distanță între role de* : a = 3 m ;

$$q'_r = 12 \text{ kg/m} ; \qquad (16)$$

— *încărcătura de material pe 1 m de bandă*

$$q = \frac{3\,200 \times 1\,000}{3\,600 \times 5{,}5} = 162 \text{ kg/m} \qquad (17)$$

CAZUL TRANSPORTORULUI CU O SINGURĂ TOBĂ MOTOARE

Referindu-ne la figura 1, care reprezintă schematic un transportor cu o singură tobă motoare, și folosind notațiile de mai sus, vom avea următoarele expresii pentru rezistențele de mers orizontal ale celor două ramuri de bandă :

a) pentru ramura superioară

$$W_s = (q + q_b + q_r) \cdot \omega \cdot L = (162 + 40 + 35) \cdot 0{,}025\ L = 5{,}925\ L \sim 6L \qquad (18)$$

L fiind lungimea transportorului, m.

b) Pentru ramura inferioară :

$$W_i = (q_b + q'_r) \cdot \omega \cdot L = (40 + 12)\ 0{,}025\ L = 1{,}3\ L \qquad (19)$$

Pentru simplificarea calculelor vom considera că la traversarea unei tobe de deviere sau de întindere, tensiunea din bandă de cauciuc rămîne neschimbată, deși în realitate, la coborîre, ea suferă o creștere de 3—7% față de tensiunea la urcare pe tobă. Rezistența suplimentară corespunzătoare acestor creșteri de tensiune este prinsă însă în rezistențele de mers al celor două ramuri de bandă, prin luarea unei coeficient total

de rezistență $\omega = 0{,}025$ mai mare decît coeficientul de rezistență uzual $\omega = 0{,}022$ din cazul rolelor pe rulmenți.

În punctele caracteristice ale transportului vom avea următoarele tensiuni:

$$S_{max} = 35\,000 \text{ kg}; \tag{20}$$

$$S_1 = \frac{S_{max}}{m_1} = \frac{35\,000}{0{,}9 \cdot 2{,}31} = 16\,900 \text{ kg}; \tag{21}$$

$$S_2 = S_1 + W_1 = 16\,900 + 1{,}3\,L; \tag{22}$$

$$S_3 = S_2 = 16\,900 + 1{,}3\,L; \tag{23}$$

$$S_{max} = S_4 + W_s = 16\,900 + 1{,}3\,L + 6\,L = 16\,900 + 7{,}3\,L = 35\,000 \text{ kg} \tag{24}$$

Rezultă că:

$$L = \frac{35\,000 - 16\,900}{7{,}3} = \frac{18\,100}{7{,}3} = 2\,480 \text{ m}. \tag{25}$$

CAZUL ACȚIONĂRII PRIN DOUĂ TOBE MOTOARE AMPLASATE AMBELE LA CAPĂTUL DE DEVERSARE AL TRANSPORTULUI

Ipoteza 1: Încărcarea cu puteri egale a celor două tobe motoare.

Referindu-ne la figura 2 avem, în acest caz, următorul lanț de tensiuni:

$$S_{max} = 35\,000 \text{ kg}; \; S_1 = \frac{35\,000}{s_a}; \quad S_2 = \frac{35\,000}{s_a \cdot s_b}; \tag{26}$$

$$S_3 = \frac{35\,000}{s_a \cdot s_b} + 1{,}3\,L; \; S_4 = S_3; \tag{27}$$

$$S_{max} = \frac{25\,000}{s_a \cdot s_b} + 7{,}3\,L = 35\,000. \tag{28 (1)}$$

Pe de altă parte condiția de încărcare egală a celor două tobe motoare cere ca forțele periferice transmise benzii de aceste tobe să fie egale.

Deci

$$S_{max} - S_1 = S_1 - S_2 \tag{29}$$

sau

$$35\,000\left(1 - \frac{1}{s_a}\right) = 35\,000\left(\frac{1}{s_a} = \frac{1}{s_a \cdot s_b}\right) \tag{30}$$

respectiv

$$s_a - 1 = \frac{s_b - 1}{s_a \cdot s_b}. \tag{31 (2)}$$

Întrucît niciunul din rapoartele s_a și s_b ale celor două tobe motoare, nu trebuie să depășească valoarea:

$s_a \leqslant m_1 = 2{,}1$ și $s_b \leqslant m_1 = 2{,}1$, se deduce ușor că relația (2), care reprezintă condiția de încărcare cu puteri egale a celor două tobe motoare, este satisfăcută pentru valorile

$$s_b = 2{,}1; \qquad s_a = 1{,}52.$$

În acest caz relația (1) devine:

$$\frac{35\,000}{2{,}1 \cdot 1{,}52} = 7{,}3\,L = 35\,000 \tag{32}$$

de unde:

$$L = \frac{24\,000}{7{,}3} = 3\,280 \text{ m}, \tag{33}$$

respectiv cu 32% mai mare decît în cazul acționării cu o singură tobă motoare.

Ipoteza II

Încărcarea tobelor motoare cu puteri diferite astfel alese încît pe ambele tobe să se realizeze rapoartele de tensiune maxime admisibile $s_a = s_b = m_1 = 2{,}1$.

Referindu-ne la fig. 2, vom avea în acest caz următorul lanț de tensiuni:

$$S_{max} = 35\,000 \text{ kg}; \quad S_1 = \frac{35\,000}{2{,}1} = 16\,700 \text{ kg}; \tag{34}$$

$$S_2 = \frac{16\,700}{2{,}1} = 7\,850 \text{ kg}; \tag{35}$$

$$S_3 = S_4 = 7\,850 + 1{,}3\,L; \quad S_{max} = 35\,000 = S_4 + 6\,L = 7\,850 + 7{,}3\,L; \tag{36}$$

de unde rezultă:

$$L = \frac{35\,000 - 7\,850}{7{,}3} = 3\,720 \text{ m}, \tag{37}$$

respectiv cu 13% mai mare decît în ipoteza încărcării cu puteri egale a celor tobe motoare și cu 50% mai mare, decît în cazul acționării printr-o singură tobă motoare.

CAZUL ACȚIONĂRII PRIN DOUĂ TOBE MOTOARE AMPLASATE CA ÎN FIGURA 3

Vom analiza cazul încărcării cu puteri diferite a celor două tobe motoare, alese astfel încît fiecare tobă de acționare să funcționeze cu un raport maxim admisibil

$$s_a = s_b = 0{,}9\, e^{\mu\alpha} = 2{,}1. \tag{38}$$

În acest caz vom avea:

$$S_{max} = 35\,000 \text{ kg}; \quad S_1 = \frac{35\,000}{2{,}1} = 16\,700 \text{ kg}; \tag{39}$$

$$S_2 = 16\,700 + 1{,}3\,L; \quad S_3 = \frac{16\,700}{2{,}1} + \tag{40}$$

$$+ \frac{1{,}3\,L}{2{,}1} = 7\,940 + 0{,}618\,L; \tag{41}$$

$$S_{max} = 35\,000 = 7\,940 + 0{,}618\,L + 6\,L; \tag{42}$$

de unde rezultă:

$$L = \frac{27\,060}{6{,}618} = 4\,080 \text{ m}, \tag{43}$$

respectiv cu 10% mai mare decît în cazul amplasării celor două tobe motoare la capul de deversare, ca în figura 2.

CAZUL ACȚIONĂRII PRIN TREI TOBE MOTOARE AMPLASATE CA ÎN FIGURA 4

Ipoteza I

Încărcarea diferită a celor trei tobe motoare cu puteri alese astfel încît la fiecare tobă motoare să se realizeze raportul s al tensiunilor maxim admisibil: $s_a = s_b = s_c = 2{,}1$.

În acest caz vom avea următorul lanț de tensiuni în punctele caracteristice marcate pe fig. 4.

$$S_{max} = 35\,000\,; \quad S_1 = \frac{35\,000}{2{,}1} = 16\,700 \text{ kg}\,; \tag{44}$$

$$S_2 = \frac{16\,700}{2{,}1} = 7\,940 \text{ kg} \tag{45}$$

$$S_3 = 7\,940 + 1{,}3\,L\,; \quad S_4 = \frac{7\,940}{2{,}1} + \tag{46}$$

$$+ \frac{1{,}3\,L}{2{,}1} = 3\,780 + 0{,}628\,L\,; \tag{47}$$

$$S_{max} = 35\,000 = 3\,780 + 0{,}628\,L + 6\,L\,; \tag{48}$$

de unde rezultă :

$$L = \frac{31\,220}{6{,}628} = 4\,700 \text{ m}. \tag{49}$$

Ipoteza II

Încărcarea egală a celor trei tobe motoare

Prin mai multe tatonări se deduce că în cazul cînd cele trei tobe motoare transmit forțe periferice egale și toba c are încă un raport : $s_c = 2{,}1$, lungimea maximă de montaj orizontal este de numai 4 250 m, pentru banda cu $S_{max} = 35\,000$ kg, adică cu circa 10 % mai mică decît în cazul încărcării inegale a tobelor motoare, analizat mai sus.

În acest caz se stabilește următorul lanț de tensiuni, în punctele caracteristice din figura 4 corespunzător rezistențelor :

$$W_s = 6\,L = 6 \times 4\,250 = \ldots\ldots 25\,500 \text{ kg}$$
$$W_i = 1{,}3\,L = 1{,}3 \cdot 4\,250 = \ldots\ldots 5\,530 \text{ kg}$$
$$W_s + W_i = \ldots\ldots\ldots\ldots 31\,030 \text{ kg}\,;$$

$$S_{max} = S_4 + 6\,L = 9\,500 + 6 \times 4\,250 = 35\,000 \text{ kg}\,; \tag{50}$$

$$S_1 = S_{max} - \frac{W_s + W_i}{3} = 24\,657 \text{ kg}\,; \tag{51}$$

$$S_2 = S_1 - \frac{W_s + W_i}{3} = 14\,314 \text{ kg}\,; \tag{52}$$

$$S_3 = S_2 + W_i = 19\,844 \text{ kg}\,; \tag{53}$$

$$S_4 = S_3 - \frac{W_s + W_i}{3} = 9\,500 \text{ kg}\,; \tag{54}$$

rezultă

$$s_c = \frac{S_3}{S_4} = \frac{19\,844}{9\,500} = 2{,}1. \tag{55}$$

Ipoteza III

Pentru a evidenția și mai mult importanța încărcării tobelor motoare cu puteri care să se găsească în anumite proporții optime, corespunzător funcționării lor la coeficientul de transmisie admisibil: $m_1 = 2{,}1$. considerăm în această ipoteză o încărcare arbitrară a tobelor motoare, cu atingerea coeficientului de transmisie admisibil, numai la una din tobele motoare.

În acest caz vom considera că din forța periferică totală de transmis benzii de cauciuc de : $P_{tot} = W_s + W_i = 6\,L + 1{,}3\,L = 7{,}3\,L$, cele trei tobe motoare preiau următoarele valori :

toba motoare a $\quad P_a = 0{,}25\,P = 0{,}25 \cdot 7{,}3\,L = 1{,}825\,L$

toba motoare b $\quad P_b = 0{,}3\,P = 0{,}3 \cdot 7{,}3\,L = 2{,}190\,L$

toba motoare c $\quad P_c = 0{,}45\,P = 0{,}45 \cdot 7{,}3\,L = 3{,}285\,L$

Total $\quad 7{,}3\,L$

Lanțul de tensiuni în punctele caracteristice ale transportului din figura 4, este în această ipoteză următorul :

$$S_{max} = 35\,000 \text{ kg}\,; \tag{56}$$

$$S_1 = S_{max} - P_a = 35\,000 - 1{,}825\,L\,; \tag{57}$$

$$S_2 = S_1 - P_b = 35\,000 - 1{,}825\,L - 2{,}19\,L = 35\,000 - 4{,}015\,L\,; \tag{58}$$

$$S_3 = S_2 + 1{,}3\,L = 35\,000 - 4{,}015\,L + 1{,}3\,L = 35\,000 - 2{,}715\,L\,; \tag{59}$$

$$S_4 = S_3 - P_c = 35\,000 - 2{,}715\,L - 3{,}285\,L = 35\,000 - 6\,L. \tag{60}$$

Punem condiția respectării raportului $s = S_{urc}/S_{cob} = m_1 = 2{,}1$ numai pentru toba motoare c ;

$$s_c = \frac{S_3}{S_4} = \frac{35\,000 - 2\,715\,L}{35\,000 - 6\,L} = 2{,}1 \tag{61}$$

de unde rezultă :

$$L = \frac{38\,500}{9\,885} = 3\,890 \text{ m}. \tag{62}$$

Deci în ipoteza arbitrară, luată mai sus, se poate realiza o lungime maximă de montaj orizontal și mai mică decît în cazul încărcării egale a tobelor motoare, și anume 3 890 m în loc de 4 250 m.

INFLUENȚA COEFICIENTULUI DE TRANSMISIE AL TOBELOR DE MOTOARE ASUPRA LUNGIMII MAXIME DE MONTAJ ORIZONTAL, REALIZABILE CU O ANUMITĂ CALITATE DE BANDA DE CAUCIUC

O influență favorabilă pentru obținerea unei lungimi de montaj orizontal cît mai mare, la aceeași calitate a benzii de cauciuc, o are și coeficientul de transmisie al tobelor motoare m în sensul că la aceleași condiții, lungimea de montaj orizontal este cu atît mai mare, cu cît se lucrează cu coeficienți de transmisie m mai ridicați. Întrucît valoarea coeficientului de transmisie a tobelor, depinde de unghiul α de înfășurare a benzii pe toba motoare și de coeficientul de frecare μ a benzii pe această tobă, și întrucît mărirea unghiului α peste 240—250°, nu este realizabilă constructiv, (pe o singură tobă), este necesar să se urmărească obținerea unui coeficient de frecare μ cît mai ridicat, prin îmbrăcarea tobelor motoare cu anumite materiale care să mărească acest coeficient.

În literatura de specialitate [1], se arată rezultatele bune ce s-au obținut la încercări de laborator cu diverse materiale folosite pentru îmbrăcarea tobelor motoare. Condiderăm însă că în această direcție mai este încă mult de făcut.

Pentru a evidenția importanța coeficientului de transmisie m, vom reexamina cazul transportorului cu trei tobe motoare din figura 4, în ipoteza că tobele motoare ar avea un același coeficient de transmisie : $m = 3{,}5$ respectiv $m_1 = 0{,}9$ m = = 3,1 (pentru vreme cu umezeală medie).

Referindu-ne la figura 4, vom avea în acest caz următoarele valori pentru tensiunile benzii în punctele caracteristice din această figură :

$$S_{max} = 35\,000 \text{ kg}\,; \quad S_1 = \frac{35\,000}{3{,}1} = 11\,300 \text{ kg}\,; \tag{63}$$

$$S_2 = \frac{11\,300}{3{,}1} = 3\,650 \text{ kg} \tag{64}$$

$$S_2 = 3{,}650 + 1{,}3\,L\,; \quad S_4 = \frac{3\,650 + 1{,}3\,L}{3{,}1} = 1\,180 + 0{,}418\,L\,; \tag{65}$$

$$S_{max} = 35\,000 = 1\,180 + 0{,}418\,L + 0{,}6\,L\,; \tag{66}$$

de unde rezultă :

$$L = \frac{33\,820}{6{,}418} = 5\,270 \text{ m}, \tag{67}$$

Rezultatele calculelor în diferite ipoteze

Tabela 1

Nr. crt.	Numărul de tobe motoare	Amplasarea tobelor motoare	Figura reprezentativă a transportului	Tensiunea maximă din banda de cauciuc, kg	Modul de încărcare a tobelor motoare cu cuplu motor	Lungimea maximă de montaj orizontal m.	Valoarea coeficienților de transmisie pe fiecare tobă de motor	Puterea totală necesară kW.
1	1	în capul de deversare	1	35 000	toba motoare încărcată 100 %	2 480	$s_a = 2,1$	1 170
2	2	ambele tobe motoare la capul de deversare	2	35 000	toba a — 50 % toba b — 50 %	3 280	$s_a = 1,52$ $s_b = 2,1$	1 530
3	2	ca la nr. 2	2	35 000	toba a — 67,5 % toba b — 32,5 %	3 720	$s_a = 2,1$ $s_b = 2,1$	1 730
4	2	1 tobă motoare la capul de deversare și 1 tobă la capul de întoarcere	3	35 000	toba a — 61,5 % toba b — 39,5 %	4 080	$s_a = 2,1$ $s_b = 2,1$	1 900
5	3	2 tobe motoare la capul de deversare și 1 tobă motoare la capul de întoarcere	4	35 000	toba a — 33,33 % toba b — 33,33 % toba c — 33,33 %	4 250	$s_a = 1,42$ $s_b = 1,72$ $s_c = 2,1$	1 970
6	3	ca la nr. 5	4	35 000	toba a — 53,3 % toba b — 25,5 % toba c — 21,2 %	4 700	$s_a = 2,1$ $s_b = 2,1$ $s_c = 2,1$	2 190
7	3	ca la nr. 5	4	35 000	toba a — 25 % toba b — 30 % toba c — 45 %	3 890	$s_a = 1,3$ $s_b = 1,44$ $s_c = 2,1$	1 800
8	3	ca la nr. 5	4	35 000	toba a — 62,5 % toba b — 19,4 % toba c = 18,1 %	5 270	$s_a = 3,1$ $s_b = 3,1$ $s_c = 3,1$	2 490

deci cu 12 % mai mult decît în cazul similar, lucrînd însă cu $m_1 = 2,1$.

Din examinarea datelor din tabela 1, rezultă că pentru a realiza lungimi cît mai mari de montaj orizontal cu aceeași bandă de cauciuc, caracterizată printr-o anumită rezistență de rupere, respectiv pentru a obține la o anumită lungime de montaj orizontal tensiuni în banda de cauciuc, maxime cît mai reduse este necesar:

— să se lucreze cu un număr mai mare de tobe motoare anume cu două și trei tobe motoare;

— una din tobele motoare să fie amplasată la capul de întoarcere;

— coeficientul de transmisie al tobelor motoare m să fie cît mai ridicat posibil, ceea ce se obține prin îmbrăcarea tobelor cu materiale care să dea coeficienții μ de frecare cu banda de cauciuc cît mai ridicați:

— încărcarea tobelor să se facă în anumite proporții optime, pentru care rapoartele tensiunilor $s = S_{urc}/S_{cob}$ să aibă pentru fiecare tobă motoare, valoarea maximă admisibilă $s = m_1 = 0,9$ m.

CONDIȚIILE PE CARE TREBUIE SĂ LE ÎNDEPLINEASCĂ O ACȚIONARE RAȚIONALĂ A TOBELOR MOTOARE, ȚINÎND SEAMA ȘI DE EFECTUL ALUNGIRILOR BENZII DE-A LUNGUL TRANSPORTORULUI

Într-o lucrare precedentă [2], s-a arătat că din cauza alungirilor specifice diferite pe care le ia banda de cauciuc în diverse puncte, datorită variației tensiunilor din banda de cauciuc de-a lungul acesteia, banda nu va fi animată de aceeași viteză în toate punctele ei, ci va prezenta în punctele cu tensiuni (respectiv alungiri) mici, viteze mai reduse decît în punctele cu tensiuni (respectiv alungiri) mai ridicate. Aceste diferențe mici de viteze nu au nici o influență asupra funcționării unui transportor cu o singură tobă motoare.

În cazul transportoarelor cu două sau mai multe tobe motoare, faptul că banda de cauciuc trebuie să ia viteze puțin diferite la urcare pe tobele motoare impune ca acestea să fie rotite la turații puțin diferite între ele. Din cele expuse pînă aici rezultă că pentru a fi posibilă funcționarea propriu-zisă a transportorului, cu două sau trei tobe motoare și pentru ca montarea unui număr mai mare de tobe motoare să aducă într-adevăr avantajul obținerii celei mai mari lungimi de montaj orizontal al transportorului (pentru o anumită bandă de cauciuc), este necesar ca acționările celor două sau trei tobe motoare să îndeplinească următoarele condiții:

— să permită învîrtirea tobelor motoare cu turații puțin diferite între ele, corespunzător alungirilor diferite ale benzi i de cauciuc la urcare pe toba motoare respectivă;

— să impună o încărcare cu cuplu motor a acestor tobe, în anumite proporții optime, astfel ca fiecare din ele să lucreze cu raporturile de tensiuni s la valoarea lor maximă admisibilă ($s = m_1 = 0,9$ m).

În cele ce urmează vom analiza, din punctul de vedere al respectării condițiilor de mai sus, diversele sisteme de acționări cunoscute astăzi. În lucrarea citată [2] s-au arătat motivele pentru care acționarea celor două tobe motoare ale transportorului din figura 2, printr-o transmisie rigidă, antrenată de către un singur motor electric, este nerațională, întrucît în acest caz nu este satisfăcută nici una din condițiile de mai sus și ca urmare nu se poate încărca cu cuplu motor decît toba b, toba a avînd numai rolul unei simple tobe de deviere.

Lungimea maximă de montaj orizontal realizată în acest caz este aceeea corespunzătoare unei singure tobe motoare, deși în aparență transportorul este echipat cu două tobe motoare.

În aceeași lucrare se descrie, pentru cazul transportorului cu două tobe motoare, amplasate ca în figura 2, o transmisie planetară, introdusă între motorul electric de antrenare și cele două tobe motoare și care transmite acestora cuple motoare diferite, care se găsesc într-o proporție dinainte stabilită, corespunzătoare funcționării ambelor tobe cu raporturi de tensiuni egale cu coeficientul de transmisie maxim admisibil $m_1 = 0,9$ m și permite în același timp adaptarea automată a turațiilor celor două tobe motoare la alungirile diferite ale benzii la urcare pe aceste tobe. Folosirea acestei acționări cu transmisie planetară permite obținerea lungimii maxime de

montaj orizontal corespunzător acționării prin două tobe motoare amplasate ca în figurile 2.

În cazul transportoarelor de mare putere, pentru a nu avea motoare electrice prea mari, este indicat să se treacă la acționarea individuală a tobelor motoare, puterea totală instalată fiind împărțită în acest caz pe mai multe motoare electrice de puteri mai mici.

Acționarea individuală a tobelor motoare devine obligatorie în cazul amplasării uneia din ele la capul de întoarcere al transportorului, ca în figurile 3 și 4.

Firmele străine prevăd la transportoarele de mare putere, acționarea fiecărei tobe motoare prin unul sau două grupuri de acționare, de regulă identice, pentru toate tobele, care se montează, de obicei, prin intermediul unui cuplaj hidraulic fie numai pe o parte a tobelor motoare (cînd se prevede montarea unui singur grup la toba considerată) fie cîte un grup identic de o parte și de cealaltă parte a tobei respective (cînd aceasta trebuie acționată cu o putere dublă).

Pentru acționarea individuală a tobelor motoare se folosesc, de regulă motoare electrice asincrone trifazate, în scurt circuit.

În cazul cînd aceste motoare se aleg cu puteri nominale cît mai apropiate de puterile cerute de fiecare tobă motoare, pentru care funcționarea acestora se face la raporturi de tensiuni s, egale cu coeficientul lor de transmisie maximă admisibil, $s = m_1 = 0{,}9$ m și în cazul cînd motoarele adoptate au practic aceeași alunecare, la puterea lor nominală, acționarea individuală a tobelor cu aceste motoare îndeplinește condițiile arătate mai sus pentru realizarea celei mai mari lungimi de montaj orizontal, și anume :

— motoarele se adaptează în mod automat la turațiile puțin diferite, cerute de tobele motoare respective ;

— motoarele diverselor tobe motoare, se încarcă în mod automat, în proporții apropiate de proporțiile optime cerute pentru realizarea celei mai mari lungimi de montaj orizontal, pentru o anumită calitate a benzii de cauciuc.

În plus, funcționarea motoarelor are un caracter de stabilitate.

Ne propunem să analizăm cele de mai sus la transportorul cu două tobe motoare din figura 2, la care ambele tobe motoare dorim să lucreze cu același coeficient maxim de transmisie admisibil $m_1 = 0{,}9$ m $= 2{,}1$.

Pentru banda adoptată, lungimea maximă de montaj orizontal realizabilă este de 3 720 m, iar tensiunile la urcare și la coborîre de pe cele două tobe motoare, respectiv forțele periferice și puterile transmise benzii de aceste tobe, au următoarele valori :

Toba motoare anterioară a

— tensiunea la urcare, $S_{max} = 35\,000$ kg ;
— tensiunea la coborîre, $S_1 = 16\,700$ kg ;
— forța periferică transmisă, $P_a = S_{max} - S_1 = 18\,300$ kg ;
— puterea corespunzătoare forței periferice transmise,

$$N_a = \frac{P_a \cdot v}{102\,\eta} = \frac{18\,300 \cdot 5{,}5}{102 - 0{,}85} = 1\,150 \text{ kW}. \quad (68)$$

Toba motoare posterioară b

— tensiunea la urcare, $S_{max} = 16\,700$ kg ;
— tensiunea la coborîre, $S_2 = 7\,850$ kg ;
— forța periferică transmisă, $P_b = S_1 - S_2 = 8\,850$ kg ;
— puterea corespunzătoare forței periferice transmise,

$$N_b = \frac{P_b \cdot v}{102\,\eta} = \frac{8\,850 \cdot 5{,}5}{102 \cdot 0{,}85} = 550 \text{ kW}. \quad (69)$$

Putere totală transmisă, 1 700 kW.

Din puterea totală, cele două tobe trebuie să transmită toba a 67,5 % iar toba b 32,5 %.

Banda de cauciuc cu inserții metalice adoptate, avînd o rezistență de rupere de : $\sigma_r = 2\,500$ kg/cm, are în cuprinsul ei 85 bucăți cabluri metalice ∅ 7,37 mm, cu o secțiune însumată a sîrmelor ce compun un cablu de circa 23 mm², corespunzător unei rezistențe de rupere 4 125 kg, pentru un cablu.

Secțiunea totală a celor 85 cabluri este : $F = 85.0{,}23 = 19{,}6$ cm², iar solicitarea lor la urcare pe cele două tobe motoare va fi :

— pe toba motoare a

$$\sigma_a = \frac{S_{max}}{F} = \frac{35\,000}{19{,}6} = 1\,785 \text{ kg/cm}^2 \quad (70)$$

— pe toba motoare b

$$\sigma_b = \frac{S_1}{F_1} = \frac{16\,700}{19{,}6} = 850 \text{ kg/cm}^2. \quad (71)$$

Pentru solicitările de mai sus, cablurile de oțel din cuprinsul benzii prezintă următoarele alungiri specifice ε care sînt în același timp și alungirile benzii :

$$\varepsilon_a = \frac{\sigma_a}{E} = \frac{1\,785}{2{,}1 \times 10^6} = 8{,}5 \cdot 10^{-4} \text{ cm/cm}. \quad (72)$$

$$\varepsilon_p = \frac{\sigma_b}{E} = \frac{850}{2{,}1 \times 10^6} = 4{,}05 \cdot 10^{-4} \text{ cm/cm} \quad (73)$$

unde E este modulul de elasticitate a oțelului $= 2\,100\,000$ kg/cm².

Din cauza alungirilor de mai sus, 1 cm lungime de bandă din starea netensionată, la urcare pe cele două tobe motoare, capătă următoarele lungimi :

— la urcare pe toba motoare a : $1 + \varepsilon_a = 1 + 0{,}00085 = 1{,}00085$ cm ; (74)
— la urcare pe toba motoare b : $1 + \varepsilon_b = 1 + 0{,}000405 = 1{,}000405$ cm. (75)

Întrucît fiecare din cele două tobe motoare trebuie să înfășoare în unitatea de timp același volum de bandă de cauciuc, pentru ca funcționarea transportorului să fie posibilă este necesar ca toba a să se rotească mai repede decît toba b, raportul turațiilor lor fiind :

$$\frac{n_a}{n_b} = \frac{1{,}00085}{1{,}000405} = 1{,}00044 ; \quad (76)$$

De exemplu dacă motorul tobei posterioare lucrează la turația $n_b = 1\,465$ rot/min, rotația motorului tobei anterioare trebuie să se stabilească la :

$$n_b = 1\,465 \cdot 1{,}00044 = 1\,465{,}65 \text{ rot/min}. \quad (77)$$

La transportoarele de mare putere se introduce între motoarele electrice și tobele antrenate un cuplaj hidraulic, pentru

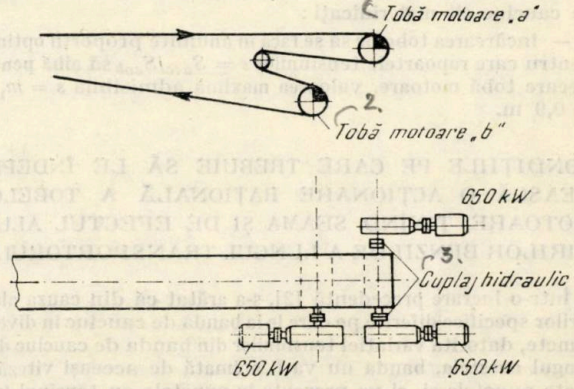


Fig. 5

pornirea lentă a transportorului, respectiv diminuarea rezistențelor suplimentare la pornirea în stare încărcată a benzii.

În cazul analizat se poate echipa toba anterioară a cu două grupuri identice de acționare de 650 kW, iar toba posterioară cu un singur grup de aceeași putere, ca în figura 5. Motoarele

electrice vor avea practic aceeaşi curbă caracteristică — cuplu motor în funcţie de turaţie, redată în figura 6.

Pentru puterea totală de 1 150+550=1 700 kW, corespunde la turaţia de circa 1 465 rot/min a celor trei motoare electrice un cuplu motor total de 1130 kgm. Ţinînd seama de aliura

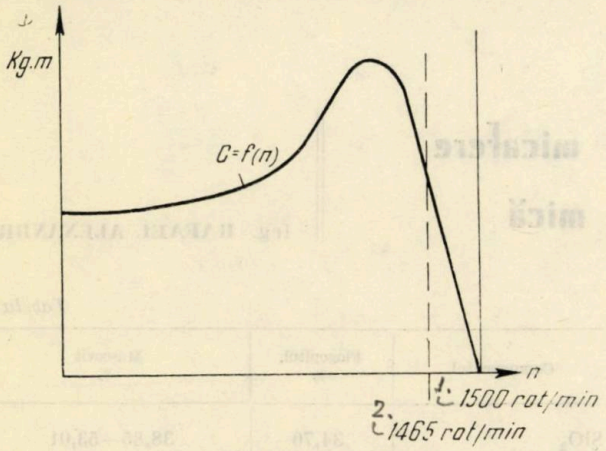


Fig. 6

curbei $c = f(n)$ în zona cuplului nominal şi de faptul că toba anterioară se va învîrti din cauza caracteristicilor elastice ale benzii de cauciuc puţin mai repede decît toba posterioară (cu circa 0,6 rot/min în cazul benzii cu inserţii metalice), rezultă aproximativ următoarea încărcare cu cuplu motor a celor trei motoare de antrenare :

motorul b_1 al tobei posterioare cu $n = 1\,465$ rot/min ;

$$C_b = 390 \text{ kgm, respectiv } 34{,}5\,\% ;$$

motorul a_1 al tobei anterioare cu $n = 1\,465{,}65$ rot/min ;

$$C_{a1} = 370 \text{ kgm, respectiv } 65{,}5\,\%$$

motorul a_2 al tobei anterioare cu $n = 1\,465{,}65$ rot/min :

$$C_a = 370 \text{ kgm, respectiv } 65{,}5\ \%.$$

Total 1 130 kgm. . . . . 100 %

În cazul benzii cu inserţii din ţesături sintetice, mai elastice, diferenţa dintre turaţiile tobelor este mai mare.

Se constată că prin adoptarea motoarelor electrice cu puterile indicate mai sus, se realizează încărcarea tobelor într-o proporţie destul de apropiată de proporţia optimă stabilită anterior, care să permită funcţionarea tobelor la coeficientul lor de transmisie maxim admisibil ($m_1 = 2{,}1$).

Funcţionarea motoarelor la acest regim este stabilă. Într-adevăr, în cazul cînd unul din motoarele electrice de antrenare a transportorului, de ex. motorul *b* al tobei posterioare, ar tinde dintr-o cauză oarecare să se rotească puţin mai repede decît turaţia menţionată mai sus (care este legată de turaţia celorlalte motoare datorită benzii elastice şi curbei caracteristice $C = f(n)$ de funcţionare a celor trei motoare electrice), toba motoare posterioară s-ar încărca cu un cuplu suplimentar în dauna tobei anterioare, la care încărcarea va scădea cu acelaşi cuplu suplimentar.

Orice creştere a cuplului rezistent la toba posterioară însă va reduce turaţia motorului electric al acestei tobe, aşa cum se vede din curba caracteristică $C = f(n)$ a motorului electric respectiv (fig. 6). Prin aceasta se obţine revenirea la turaţia iniţială. De asemenea micşorarea cuplului rezistent pe toba anterioară, va provoca, datorită aceleiaşi curbe caracteristice, o tendinţă de creştere a turaţiei motorului fespectiv, ce va anula tendinţa de micşorare a cuplului motor pe această tobă.

Din cele expuse rezultă că funcţionarea unui transportor cu bandă de cauciuc cu două sau trei tobe motoare, antrenate fiecare prin motoare electrice asincrone trifazate în scurtcircuit, este stabilă. Pentru cuplul rezistent nominal, la regimul de funcţionare al transportorului motoarele electrice care antrenează cele două sau trei tobe motoare, se aranjează la o turaţie practic egală, mai ales în cazul benzilor cu inserţii metalice, care prezintă alungiri reduse, astfel încît suma cuplelor nominale, date de motoarele electrice folosite pentru turaţia respectivă, conform curbelor lor caracteristice : $C = f(n)$, să acopere cuplul rezistent total al transportorului. Dacă la un moment dat cuplul rezistent creşte la o nouă valoare, toate motoarele electrice îşi reduc turaţia, practic în aceeaşi măsură, pentru a ajunge, conform curbelor lor caracteristice, la valori de cuple motoare mai ridicate, care, însumate, să acopere noua valoare a cuplului rezistent crescut.

Fenomenul se petrece invers la o coborîre a cuplului rezistent.

Pentru obţinerea celei mai mari lungimi de montaj orizontal cu o anumită bandă de cauciuc, respectiv pentru funcţionarea unui anumit transportor, cu o anumită lungime şi anumită calitate a benzii de cauciuc, la tensiuni maxime cît mai reduse, este necesar ca motoarele electrice asincrone în scurtcircuit ce antrenează cele două sau trei tobe motoare acţionate inidividual, să fie astfel alese din punctul de vedere al puterii lor nominale, încît puterile care revin fiecărei din cele două sau trei tobe motoare, să se găsească în proporţiile optime, stabilite prin calcule similare celor prezentate în lucrarea de faţă, pentru cazul particular considerat, astfel încît fiecare tobă motoare să lucreze, în cazul sarcinii nominale a transportorului, la coeficienţii lor de transmisie maximi admisibili.

Bibliografie

[1] Bahr, I. Gurtbandförderer im Bergbau. Fernstudium der Bergakademie Freiberg 1959.

[2] Hoepfner, V. *Acţionarea raţională a transportoarelor cu două tobe motoare de la un acelaşi motor electric* . Revista Minelor, nr. 5, 1961.

[3] Simansen H. *Continental Transportband-Dienst nr. 21.* Continental Gummiwerke AG, Hannover.

Note

Noi varietăți de mică în zăcămintele micafere din munții Lotrului. Noi produse din mică

Ing. RAFAEL ALEXANDRU

Dezvoltarea rapidă a tehnicii mondiale în toate ramurile de activitate a dus la cercetări mai ample și în domeniul varietăților de mică, aceasta avînd multiple întrebuințări în diferite industrii și în special în industria electrotehnică și radio-tehnică.

Mica este un material care are proprietatea de a se șpalta (exfolia) în foițe foarte subțiri, flexibile și elastice, avînd calități dielectrice ridicate, fiind neinflamabilă, stabilă la temperaturi înalte, puțin hidroscopică și rezistentă la agenții chimici.

Din marele număr de varietăți de mică, importanță industrială are numai mica albă (muscovitul) și mica brună (flogopitul). Muscovitul — $K_2O.3\ Al_2O_3\ 6\ SiO_2H_2O$ este o mică potasică, iar flogopitul — $KH_2\ (MgFe)_3\ (Al,\ Fe)\ Si_3\ O_{12}$ este o mică feromagneziană.

Mica albă fiind un excelent izolant electric, mai mult de 90% din producția de pe glob se utilizează în industria electro-tehnică și radiotehnică.

Roca purtătoare de mică industrială este pegmatitul. Pegmatitele micafere din Munții Lotrului au uneori aspecte de masive puternic dezvoltate, avînd pînă la 2 km lungime și circa 400 m lățime, adîncimea lor nefiind încă determinată, presupunîndu-se a fi foarte mare, late ori au forme de filoane obișnuite, de dimensiuni variabile.

Muscovitul și flogopitul sînt distribuite în mod neuniform în masa pegmatitică, existînd concentrații în formă de zone și cuiburi de dimensiuni diferite. Această distribuire neuniformă se manifestă atît în plan orizontal, cît și vertical. Cristalele de muscovit și flogopit au dimensiuni cuprinse între 2 și 200 cm^2, iar grosimea pachetelor de cristale de 2—8 cm.

Conținutul în zonele sau cuiburile cu concentrații de mică variază între 5 și 300 kg mică pe m^3 pegmatit.

De multe ori muscovitul este concrescut cu flogopitul, această asociație fiind cunoscută în regiune sub denumirea de mică pestriță.

În țara noastră exploatarea micii albe din roca pegmatitică din Munții Lotrului a început în timpul primului război mondial.

Exploatarea și prelucrarea micii pe o scară mai întinsă și într-un mod mai organizat a început după naționalizarea din anul 1948.

Mica se extrage din roca pegmatitică cu ajutorul explozibililor, în cariere sau în lucrări miniere subterane. Pachetele de mică se aleg din roca pegmatitică, sfărîmată cu explozivi.

Pînă în anul 1960 mica brună, care se extrage o dată cu mica albă din același zăcămînt, era considerată ca mică neagră (biotit) și se arunca la haldă împreună cu sterilul rezultat din exploatarea micii albe.

Datorită cerințelor mereu crescînde ale produselor de mică măcinată — praf alb și fulgi albi — atît pentru export, cît și pentru consumul intern, s-a studiat posibilitatea utilizării micii brune.

Fiind supuse la analiză chimică, pentru cele două specii de mică (flogopit și muscovit), s-au obținut rezultatele redate în tabela 1.

Din analiza de mai sus se constată că flogopitul nu posedă deloc fluor cea ce este important pentru fabricarea electrozilor.

Tabela 1

Componentul	Flogopitul, %	Muscovit %
SiO_2	34,70	38,85—53,01
TiO_2	2,45	0 — 3,94
Al_2O_3	20,74	12,80—46,19
Cr_2O_3	—	0 — 3,95
Fe_2O_3	5,39	0 — 8,33
FeO	16,71	0 — 6,55
MnO	—	0 — 2,48
MgO	8,13	0 — 8,90
CaO	0,34	0 — 4,46
Na_2O	0,21	0 — 5,16
K_2O	9,79	3,30 —13,91
H_2O	—	2,04 — 7,00
F	—	0 — 4,77
Cl	—	—
Pierderi la calcinare	1,11	

Încercările de determinare a diferitelor caracteristici ale flogopitului, au arătat următoarele:

— umiditatea plăcilor de flogopit variază între 0,075 și 0,29%;

— absorbția apei după 24 ore este cuprinsă între 2, 4 și 5,64%.

Tensiunea de străpungere și rigiditatea dielectrică, ambele în ulei, între un element de formă pătrată 80 × 80 mm și altul de formă circulară cu diametrul de 12 mm în direcția perpendiculară pe suprafața foițelor sau plăcilor de diferite grosimi, sînt redate în tabela 2.

Tabela 2

Grosimea plăcii de flogopit, mm	Tensiunea de străpungere kV	Rigiditatea dielectrică, kV/mm
1,	21	21
0,75	16	21,5
0,50	16	32
0,15	7,5	50
0,10	6,5	65

Atît tensiunea de străpungere cît și rigiditatea dielectrică în aer, pentru plăcile de aceleași grosimi ca în tabela de mai sus și în aceleași condiții de experimentare, sînt mai mari.

Mica brună are luciu sticlos, avînd radiații multicolore, în plăci subțiri fiind transparentă pînă la translucidă și culoare brun închis pînă la negru.

Rigiditatea dielectrică, flexibilitatea foițelor și clivajul flogopitului sînt asemănătoare cu ale muscovitului, pentru care motive, acum are în mare parte, atît în electrotehnică radiotehnică, cît și în alte domenii, aceleași utilizări ca și muscovitul.

Prelucrarea flogopitului se face pentru industrie, la fel ca și pentru muscovit : manual pentru mica în plăci (mică plate) și mică în foițe (mică șpalt) și mecanic pentru mica fulgi (fluturi) și mica praf.

Dimensiunile micii în plăci sînt : grosimea de 0,3—1 mm și peste 1—2 mm, iar suprafața de nouă mărimi variind între 2 și 225 cm²; dimensiunile micii în foițe ; grosimea de 0,01—0,03 mm și peste 0,02—0,03 mm, iar suprafața de nouă mărimi, variind între 2 și 65 cm².

Menționăm că prin ștanțarea micii se produc plăci pentru comenzi speciale, de dimensiuni diferite de cele arătate mai sus.

Fulgii sînt de dimensiuni maxime 7×7 mm, iar granulația micii praf este determinată de trecerea prin site cu 810, 1 800 și 3 600 ochiuri/cm².

Fulgii pestrițí de mică se produc din măcinarea flogopitului cu muscovitul, amestec în proporții aproximativ egale sau din măcinarea micii pestrițe.

Mica brună fulgi, cît și mica pestriță fulgi se utilizează ca și mica albă fulgi, ca izolant termic la cuptoarele industriale și cazane, la fabricarea micanitelor înlocuind parțial mica șpalt, la tencuieli pentru acoperiri decorative, iar în industria petroliferă ca adaos în noroiul de foraj, pentru colmatare.

Prin măcinarea în mori Kolloplex (turația 6 000 rot/min.) din fulgii bruni se obține praful brun, iar din fulgii pestrițí — praful cafeniu de mică.

În tabela 3 sînt prezentate analizele chimice ale prafului alb de mică (muscovit) și prafului brun de mică (flogopit), de granulație 810 și 1 800 ochiuri/cm².

Tabela 3

	810 ochi/cm²		1 800 ochi/cm²	
	flogopit, %	muscovit, %	flogopit, %	muscovit %
SiO_2	38,25	47,20	40,55	45,60
Al_2O_3	4,38	34,74	22,12	35,71
Fe_2O_3	40,82	4,72	16,53	5,89
K_2O	10,08	9,583	9,60	10,19
Na_2O	0,42	1,334	0,41	1,334
S	0,92	0,80	0,07	1,04
Cu	0,01	0,0417	0,01	0,043
Mn	0,47	0,93	0,22	1,02
CaO	2,69	0,98	1,70	0,83

Din aceste analize se constată că praful de mică rezultat din măcinarea flogopitului, are un conținut de fier mai mare decît praful de mică rezultat din măcinarea muscovitului, pentru care motiv praful brun și praful cafeniu de mică pot fi utilizate la fabricarea electrozilor de sudură de calitate obișnuită, la fabricarea cartonului asfaltat, la fabricarea cauciucului, bachelitelor, țiglelor de acoperiș împreună cu ciment și asbest, precum și ca material ignifug.

Un produs nou industrial este praful de mică „Lucifer", care se obține prin calcinarea prafului de mică la temperaturi înalte.

În funcție de granulație, temperatură și varietatea de mică măcinată (albă, brună sau pestriță) se obține o gamă de culori cu luciu intens. Acest produs este utilizat în zugrăveli, tapete și la prepararea vopselelor.

O altă varietate, de mică descoperită în pegmatitele micafere din munții Lotrului, este mica rubinie care apare asociată cu muscovitul și este utilizată la confecționarea parafulgerilor. Această varietate de mică, pînă la descoperirea ei la noi în țară, se importa.

Identificarea acestei varietăți de mică s-a făcut cu ajutorul analizei microscopice prin determinarea unghiurilor axelor optice în lumina albă la patru eșantioane — două de mică rubinie din import (la care s-a găsit 2V = 48°54′, respectiv 48°36′) și două din zăcămintele din Munții Lotrului (2V = = 47°42′, respectiv 47°12′).

Mica rubinie are caracteristice apropiate de ale muscovitului care are unghiul 2 V = 40—50°, pe cînd biotitul are unghiul 2 V = 0—20°, iar flogopitul 2 V = 5°50″—18°20′.

La eșantioanele de mai sus s-au constatat următoarele caracteristici asemănătoare : transparență completă, sunet metalic, lipsă de impurități și elasticitate redusă.

Prin încercările efectuate la laboratorul central „Electromagnetica" — București s-a constatat că probele de mică rubinie pentru parafulgeri corespund condițiilor tehnice, adică nu au fost străpunse cu curent alternativ cu frecvența de 50 Hz la tensiune de 300 V și au fost străpunse la 600 V cu restabilirea imediată. De asemenea, rezistența de izolant după ședere timp de 10 zile într-o atmosferă cu umiditate relativă de 91—95% a fost peste 10 Mohmi.

Identificarea noilor varietăți de mică din zăcămintele micafere din Munții Lotrului — flogopitul și mica rubinie pentru parafulgere, precum și noile produse industriale obținute prin prelucrarea flogopitului — plăci și foițe brune, praful brun și praful cafeniu de mică, precum și praful calcinat de mică, constituie un pas înainte în valorificarea cît mai completă a zăcămintelor de mică și folosirea produselor naturale sau industriale de mică în diferite ramuri industriale.

Bibliografie

[1] Bolgiu, O. *Problema industrializării minelor și rocilor nemetalifere din R.P.R.*. Revista Minelor, nr. 6, 1948

[2] Ștefănescu, T. *Importanța sectorului nemetalifer în economia națională a R.P.R. și perspectivele sale de dezvoltare*. Revista Minelor, nr. 5, 1953

[3] Prodanoff, B. *Mica măcinată praf brună (cafenie)*. Propunere de inovație

[4] Anghelescu, M. *Mica rubinie pentru parafulgere*. Inovație.

[5] * * * *Standard indian provizoriu (experimental) I.S.* 12—1949

[6] Karitki și Taraecv. *Îndreptar pentru materiale electroizolante*. Traducere din l. rusă, 1948

[7] Zelikman *Tehnologia prelucrării micii*. Traducere din l. rusă

Recenzii

Fedorov, Z. M., Hadjikov, N. R. Kacerovski, M. V. **Instalaţii miniere de extracţie**. Editura Nedra, Moscova 1966.

Prin procesul de extracţie a substanţelor minerale utile un rol important le revine diferitelor instalaţii de transport şi, în special, celor de extracţie. Instalaţia de extracţie are rolul de-a transporta pe puţul minei substanţa minerală utilă şi alte materiale necesare procesului de extracţie, precum şi de coborîre-urcare a personalului.

Dezvoltarea minelor existente şi tendinţele mereu crescînde de concentrare a producţiei au impus crearea de noi instalaţii moderne şi de capacităţi mari de extracţie. Alegerea corectă a acestora şi a diferitelor organe componente, a calculului lor şi soluţiilor constructive, precum şi exploatarea şi întreţinerea lor, constituie factorii principali care asigură cerinţele unei asemenea instalaţii legate de asigurarea capacităţii de extracţie, siguranţei şi economicităţii în funcţionare.

În lucrare se tratează echipamentul mecanic şi electric al instalaţiilor de extracţie de la minele moderne şi recomandări în ce priveşte alegerea lor. Se tratează de asemenea problemele legate de cerinţele ce se pretind unor asemenea instalaţii în timpul exploatării lor, bazele extracţiei miniere în interacţiunea părţii mecanice cu cea electrică, precum şi căile de desvoltare pentru viitor în domeniul teoriei şi automatizării extracţiei miniere.

Spre deosebire de alte cărţi apărute pînă în prezent în acest domeniu, lucrarea de faţă tratează pe larg problemele legate de construcţia, exploatarea, separarea şi întreţinerea echipamentului maşinilor de extracţie, precum şi a mijloacelor şi metodelor de automatizare a lor.

Lucrarea cuprinde 305 pagini şi este împărţită în 14 capitole :

— vase de extracţie ;
— instalaţii de încărcare şi descărcare pentru schipuri şi colivii ;
— cabluri de extracţie ;
— maşini de extracţie ;
— amplasarea maşinilor de extracţie faţă de puţurile minelor ;
— dinamica instalaţiei de extracţie ;
— cinematica instalaţiei de extracţie ;
— puterea motorului, consumul de energie şi randamentul instalaţiei de extracţie ;
— dispozitivele de frînare ;
— aparatura de măsurare, control şi siguranţă ;
— acţionarea maşinilor de extracţie cu motoare asincrone ;
— maşini de extracţie acţionate cu motoare de curent continuu ;
— electroaparatura şi aparatura principală de comandă ;
— exploatarea maşinilor de extracţie.

În primul capitol se tratează pe larg tipurile principale ale vaselor de extracţie folosite în industria minieră şi a domeniului lor de folosire, precum şi a dispozitivelor de legare a acestora de cablu. O atenţie deosebită se acordă în acest capitol alegerii vasului de extracţie ca tip, în funcţie de adîncimea şi producţia minei, precum şi a alegerii capacităţii şi vitezei maxime de circulare a acestora pe puţ.

În capitolele 2 şi 3 se analizează principalele instalaţii de încărcare şi descărcare pentru schipuri şi colivii cu schiţe de principiu şi o analiză critică în ce priveşte avantajele şi dezavantajele acestora, precum şi a tipurilor, construcţii şi calculul cablurilor de extracţie şi a problemelor legate de determinarea rezistenţei reale şi a căilor de mărire a durabilităţii de funcţionare ale acestora.

Capitolele 4 şi 5 după o clasificare a organelor de înfăşurare a cablurilor şi a condiţiilor ce se impun acestora, tratează pe larg cu scheme de amplasare şi soluţii constructive diferitele tipuri de maşini de extracţie şi organele principale ce le compun precum şi calculul de dimensionare a acestora şi de amplasarea maşinilor faţă de puţ.

O parte importantă a lucrării o prezintă capitolele 6, 7 şi 8 în care, completat cu diagramele de momente, viteze, sarcini şi putere, se tratează pe larg şi foarte pe înţeles, calculul dinamic şi cinematic al maşinilor de extracţie şi al celui de putere a motorului de acţionare, consumului de energie şi randamentului acestora în funcţie de tipul şi numărul organelor de înfăşurare.

În capitolele 9 şi 10 ale lucrării se tratează schemele de principiu şi calculul de verificare ale organelor de frînare şi a aparaturii şi dispozitivelor de măsură, control şi siguranţă ale maşinilor de extracţie moderne.

Un interes deosebit prezintă problemele legate de acţionarea maşinilor de extracţie tratate în capitolele 11 şi 12 în care, după o scurtă caracterizare a celor două sisteme de acţionare cu motoare asincrone şi de curent continuu şi o analiză a deosebirilor dintre acestea, se dau principiile de bază şi schemele comenzii cu contactoare şi de pornire a motoarelor de acţionare cu ajutorul reostatelor cu lichid. Se tratează de asemenea problemele legate de principiile automatizării motoarelor asincrone ale maşinilor de extracţie cu comanda cu contactoare, cît şi a perioadei de încetinire, precum şi a sistemelor de acţionare generator—motor şi amplificator cu maşini electrice cu cîmp transversal şi amplificator magnetic intermediar.

O atenţie deosebită în aceste capitole se acordă de asemenea domeniilor de folosire a motoarelor de acţionare asincrone şi cu curent continuu ce se utilizează la maşinile de extracţie, precum şi căilor de perfecţionare şi îmbunătăţire a schemelor de comandă şi a acestor sisteme de acţionare.

În ultimele două capitole ale lucrării se tratează problemele legate de deosebirile constructive şi condiţiile ce se impun motoarelor de acţionare a maşinilor de extracţie, a schemelor şi soluţiilor constructive a aparaturii electrice şi de comandă, precum şi cele legate de exploatarea şi întreţinerea maşinilor de extracţie.

Deşi lucrarea este destinată manual pentru studenţii cu specialitatea „Exploatarea maşinilor miniere şi a complexelor din subteran" de la institutele şi facultăţile miniere, nivelul ridicat la care este întocmită, precum şi forma explicită şi claritatea prezentării ce o face uşor accesibilă — ea poate fi de un real folos atît inginerilor şi tehnicienilor din institutele de proiectare şi a celor de la exploatările miniere ce se ocupă cu exploatarea şi întreţinerea maşinilor de extracţie, cît şi a elevilor şcolilor de maiştri ce parcurg această materie.

Dr. ing. V. Sîngeorzan

DOCUMENTARE

Krivoscekov E. Ia. **Relativ la exploatarea zăcămintelor dislocate de cărbune.** Ugol Ukrainî, nr. 9, 1966 p. 10—11.

Se face o comparaţie între metoda precedentă de exploatare cu stîlpi şi camere şi metoda nouă cu stîlpi şi extragerea fîşiilor înguste cu combina PK—3, a unui strat pînă la 6 m grosime cu înclinarea de 3 — 10° însă cu dislocări puternice din bazinul Uglovsk (Dalnîi Vostok).

La metoda precedentă de o parte nu s-au putut mecaniza procesele de producţie, iar pe de altă parte aerajul se făcea în fund de sac, ceea ce contrazice normelor de tehnica securităţii, pe lîngă pierderile de exploatare a cărbunelui de circa 60%.

Prin introducerea metodei noi de exploatare cu stîlpi în fîşii — folosind combina PK—3 şi mecanizarea încărcării şi cărbunelui, s-a obţinut o îmbunătăţire esenţială a indicilor tehnico-economici :

— productivitatea muncii a crescut pînă la 20 t/post de muncitor din abataj ;

— lemnul de la susţinerea abatajului se recuperează ;

— un aeraj cu curent continuu pe seama depresiunei generale a minei ;

— două ieşiri din abataj ;

— reducerea pierderilor de exploatare.

Kuzneţov, A. A., Hilai N. S. ş.a. **Dispozitiv cu acţiune continuă pentru zdrobirea produselor de roci tari puşcate în vederea înlesnirii încărcării lor.** Ugol Ukrainî, nr. 9, 1966, p. 13—15.

Avînd în vedere dificultăţile care survin la încărcarea cu excavator a bucăţilor negabarite de roci, institutul Ukrainî Proiekt studiază construirea unui organ care, simultan cu încărcarea, ar face şi zdrobirea blocurilor de roci împuşcate.

Dispozitivul consta din : rotor cu turaţie de la 0—200/min. şi percutare, care în timpul rotaţiei se deplasează pe nişte ghidaje, lovind blocurile rocii împuşcate.

S-a constatat că la diferite turaţii se obţine şi o productivitate diferită a excavatorului ca urmare a acţiuni dispozitivului de zdrobire, de exemplu la $n = 50—100$ rot/min, greutatea materialului sfărîmat a crescut de 2,5 ori (de la 15 pînă la 420 kg/min), iar intervalul de la 100 la 150 rot/min debitul creşte de 3,2 ori (de la 420 la 1 340 kg/min).

Se arată rezultatele încercărilor, reprezentate în diagrame şi tabele, reieşind consumul de energie de 0,12 kWh/m^3.

Konovalov I. V. şi Bondarenko N. I. **Aplicarea combinei 1 K—52 S în strate cu cărbune tare şi cu intercalaţii de pirită avînd coperişul nestabil.** Ugoli Ukrainî, nr. 9, 1966, p. 30 — 31.

Experienţele de la mina nr. 1, Novogrodoka de la Trustul Selidovugoli cu un strat de cărbune de 1,45—1,9 m cu intercalaţii de pirită de 0,01—0,10 m şi cu înclinare de 13°—16°, avînd un coperiş nestabil, au arătat că aceasta nu se poate exploata cu combina prevăzută cu braţ lung de extragere.

În anul 1965 s-a introdus combina 1 K—52 S cu transportor şerpuitor SP — 63 şi în condiţiile de susţinere hidraulice a coperişului nestabil s-a aplicat extragerea cu combina cu un braţ de extragere de 0,8 m.

Aplicarea acestei combine a dat rezultate bune, mai ales, după utilarea combinei cu motor electric puternic EDKOY—YM capabil să dezvolte un cuplu mare. S-a constatat că viteza optimă de avansare a combinei este de 2 m/min, care a permis susţinerea la timp a abatajului.

Osipov, N. S. **Căile de mărire a eficacităţii antipirogenilor, aplicaţi pentru prevenirea focurilor endogene.** Ugol Ukrainî, nr. 9, 1966, p. 39—41.

Sînt mai multe teorii de oxidare care duc la autoaprinderea cărbunilor, dintre care are o valabilitate mai mare — teoria peroxidă a oxidării, elaborată de Bach şi Engler, precum şi teoria în lanţ a academicianului Semenov, N. N.

Se analizează teoria în lanţ a academicianului Semenov, N.N. bazată pe acţiunea autooxidării a radicalilor liberi. Dacă la reacţia în lanţ se formează radicalii cu H^+ sau cu CH_3+ atunci în calitate de înhibitori — antipirogeni — sînt halogenii F_2, Cl_2, Br_2 I_2.

Se arată posibilitatea obţinerii unor substanţe pe bază de halogeni, care trebuie să asigure izolarea suprafeţei cărbunelui de aer, împiedicînd astfel oxidarea şi autoaprinderea.

Se propune ca o astfel de substanţă antipirogenă care e compusă din — soluţie apoasă a „întăritorului M", care reprezintă cea mai eficientă compoziţie a smoalei cu halogeni şi a acidului clorhidric (HCl). Încercările au arătat că aplicarea acestor înhibitori — antipirogeni — este foarte eficientă la combaterea focurilor „M" endogeni de cărbuni, prin faptul că smoala întăritorului contribuie la formarea peliculei mărite la izolare.

Savenko F. I. **Extragerea stratelor subţiri cu înclinare mică fără prezenţa permanentă a muncitorilor la locurile de muncă.** Ugol nr. 8, 1966, p. 21 — 24.

Se face o prezentare a condiţiilor posibile, care se pot crea în minele cu strate subţiri cu înclinare mică, pentru extragerea lor fără prezenţa permanentă a muncitorilor.

Se arată că o condiţie principală este aplicarea unui front lung de extragere, acesta fiind prevăzut cu lucrări respective de pregătire pentru amenajarea dispozitivului de comandă a utilajului de tăiere, de susţinere şi de transport.

Este importantă constatarea că viteza de înaintare a frontului influenţează dezvoltarea presiunii rocilor în abataje (cu cît ea este mai mare, cu atît presiunea este mai mică), fapt care trebuie să se ia în considerare la realizarea susţinerii hidraulice.

Se arată totodată ce măsuri suplimentare trebuie luate relativ la degazare, prin procedee mecanizate şi folosirea utilajului — adecvat — plugul de exemplu, care în ansamblu vor permite obţinerea unor rezultate tehnico-economice ce vor recupera cheltuielile cerute de noua organizare a exploatării.

Se subliniază că această metodă se poate obţine la exploatarea unui strat de 1 m grosime cu un abataj cu front de lucru de 150 m lungime, asigurînd o producţie de circa 4 000 t/24 h şi o productivitate pe sector de 106 t/post de muncitor.

Abramov, G. Iu. **Mina nouă de mare capacitate din Donbas** Ugol, nr. 1966, p. 2 —27.

Se expune proiectul unei mine cu capacitate de 3 milioane tone pe an, pentru exploatarea a trei strate de antracit cu înclinare de 22 pînă la 30°, de la adîncimea de 860 pînă la 1 260 m.

Exploatarea se va face în cinci blocuri, fiecare avînd o lungime de 1,9—2,2 km pe direcţie, iar extracţia se va face prin puţul central cu diametrul de 8 m, cu maşini multicablu cu unul şi două schipuri de capacitate de 23 m^3 pentru antracit şi de 15 t pentru steril.

Metoda de exploatare-stîlpi direcţionali şi în panouri.

Extragerea antracitului se va face cu complexe care se compun din instalaţii de pluguri cu susţinere mecanizată mobilă.

Transportul antracitului şi al sterilului se va face cu transportoare prin galerii de etaj şi cu vagonete autodescărcătoare de 4 t în galerii principale de transport.

Aerajul în blocuri şi sectoare prin aspiraţie cu un debit de 225 m³/s H = 450 mm.

Capacitatea de producţie la mine, circa 1 000 t/zi, avînd indici tehnico-economici :

— productivitatea muncii la producţie (mină), 4,64 t/post
— preţul de cost, 5,44 ruble/t ;
— investiţia specifică/tone de producţie, 26,6 ruble,
— durata de construcţie, 7 ani.

Locsin B. S. şi Rahutin V. S. **Dispozitiv pentru măsurarea de la distanţă a deplasării rocilor laterale în timpul extragerii straturilor de cărbune cu înclinare foarte mare.** Ugol, nr. 8, 1966, p. 31—32.

Pentru determinarea celei mai potrivite metode de dirijare a coperişului la exploatarea straturilor de cărbune, se recomandă aplicarea unui dispozitiv, care permite determinarea din timp. de la distanţă, a deplasărilor rocilor laterale.

Se descrie dispozitivul respectiv care constă dintr-un stîlp montabil cu ajutorul aerului comprimat potrivit înălţimii stratului ; poziţia lui se înregistrează cu ajutorul traductorilor pe cale electrică (în ohmi) şi se transmite la staţia de măsurare. Sînt prevăzute o serie de amenajări care asigură poziţia stîlpului în plan vertical şi scoaterea lui, precum şi a dispozitivului în stare adunată.

Experienţele în mina Kalinin, trustul Kalininugol au confirmat posibilitatea de măsurare a deplasărilor rocilor de la distanţă şi utilitatea aplicării dispozitivului propus.

Kim D. V. şi Vareha J. P. **Relativ la lărgirea domeniului de aplicare a complexelor mecanizate pentru abataje din bazinul Karaganda.** Ugol, nr. 8, 1966, p. 45—48.

Se analizează aplicarea susţinerii mecanizate tip OMKT, KM—100, KM—97 şi KM—87 la extragerea stratelor de 3,5 — 3,8 m grosime şi cu înclinare de 8° din bazinul Karaganda.

Se arată că s-au atins nivele de producţie pe abataj de 855—1 150 t/24 h, realizîndu-se : o productivitate a muncii în abataj de 11,1—12,3 t/post iar pe sector de 8,25 t—10,4 t/post ; un preţ de cost pe sector de 0,80 ruble/t şi un consum de lemn de 5,1—7,1 m³/1 000 t.

Avînd în vedere că emanaţiile de metan la unele mine ating 40—50 m³ metan/tonă, se pune problema îmbunătăţirii susţinerii indicate mai sus prin adaptarea grinzilor culisabile pentru lărgirea spaţiului de la frontul de lucru, în vederea unei aerisiri mai bune.

De asemenea, susţinerea respectivă din abataj, pe lîngă cele arătate mai sus, va trebui să fie întărită, în funcţie de rezistenţa vetrei.

Este necesară şi o îmbunătăţire a susţinerii mecanizate pentru racordarea frontului de abataj cu lucrările miniere de transport, aeraj şi reţele de energie.

Lizunov D. V. **Experienţa determinării lăţimii optime de tăiere a combinei cu braţ scurt.** Ugol, nr. 8, 1966, p, 48 — 51.

Se expune metodica determinării lăţimii optime de tăiere a combinei cu braţ scurt BM — 1 k la una din minele din bazinul de lîngă Moscova, într-un strat de 2,6 m grosime.

Încercările de avansare a maşinii în decursul tăierii la diferite viteze, au permis să se stabilească că lăţimea de tăiere variază după nişte curbe în cazul de faţă, iar lăţimea optimă este de circa 0,65 m.

Se propune ca în cazul combinelor cu avansare hidraulică în cazul lipsei vitezei fixate de avansare pentru simplificarea construirii experimentale a graficului, în care se arată dependenţa puterii necesare a motorului de combină în funcţie de lăţimea tăierii, acest grafic să se construiască prin caracteristicile energetice în formă de drepte corespunzătoare diferitelor lăţimi.

Rojnikov I. N. ş. a. **Experienţa introducerii complexelor OMKT la mina nr. 27 de la Combinatul Vorkutugol.** Ugol nr. 8, 1966, p. 54—56.

La mina nr. 27 de la Combinatul Vorkutugol se exploatează stratele III şi IV în grosimi respectiv de 2,4—2,5 m şi 1,4—1,6 m, folosind combinele LGD—2 şi URAL—2M. Deşi cu combina URAL—2M s-a extras din abataj o producţie record de 45 505 t/lună, consumul de material lemnos a fost destul de mare, iar indicatorii tehnico-economici au rămas la un nivel scăzut din cauza susţinerii de lemn.

Introducerea complexului OMKT a creat condiţii de securitate a muncii şi a permis mecanizarea operaţiilor principale a susţinerii şi dirijării coperişului, a redus în mod radical consumul de lemn, a mărit productivitatea muncii şi a redus preţul de cost.

Astfel, cu complexul OMKT—TV s-au obţinut următoarele realizări :

Indicatori	Ural-2M pe o lună	OMKT-TV cu combina Ural-2M (apr. 1966)
Producţia medie pe zi 24, t	645	2 194
Producţia pe lună, t	16 700	57 050
Inaintarea abatajului frontal,	43,9	188,9
Productivitatea muncii în abataj, t lunar	228,0	839,0
pe post	9,7	35,6
Preţ de cost pe 1 t, pe sector ruble	2,0	0,62

Tomasevski, L. P. **Experienţa ridicării stabilităţii în cazul aplicării metodei de egalizare a presiunii aerului în vederea prevenirii focurilor endogene.** Ugol, nr. 8, 1966, p. 68—71.

Se analizează două cazuri de prevenire a focurilor subterane : din stratul Moşcinîi cu grosimea de 13 m, cu unghi de înclinare de 39° de la mina nr. 3—3 bis şi din stratul Bezîmeanîi în grosime de 4,5 m — cu unghiul de înclinare de 38° de la aceeaşi mină.

Se arată că sectorul periculos din punctul de vedere al focurilor subterane se poate exploata dacă se aplică metoda de egalizare a presiunii aerului, care constă în aceea că într-un sistem de lucrări cu ajutorul ventilatoarelor şi a unor construcţii de aeraj — uşi şi ecluze, — se creează sau se menţine o presiune egală cu cea atmosferică sau ceva mai mare.

În felul acesta s-a obţinut oprirea alimentării cu aer a focarului de autoaprindere şi a devenit posibilă exploatarea stratelor periculoase din punctul de vedere al focurilor subterane.

Se atrage atenţia că transportul prin galerii cu diguri de aeraj să se facă cu transportoare, ecluzarea să se facă cu două diguri cu uşi la o presiune de egalizare.

Iarema, V. D. **Activitatea constructorilor de mine din Karaganda în decursul cincinalului.** Sahatnoie Stroitelstvo, nr. 8, 1966, p. 3—6.

Se face bilanţul activităţii în decursul septenalului, arătînd realizările comparative la vitezele de înaintare faţă de anul 1958.

Pentru cincinalul în curs s-au prevăzut pentru cariera nr. 5/6 cu o producţie de 45 mil t/an, excavatoare rotorice cu capacitate de 3 000 m³/h şi excavatoare cu lopată mecanică cu capacitate cupă de 8 m³.

S-a prevăzut, de asemenea, aplicarea la săparea puţurilor a combinei PD-lr şi PD-2, realizîndu-se o productivitate a muncii de 4,2 m³/post ceea ce este de 3,5 ori mai mare decît productivitatea muncii la săparea puţurilor din industria cărbunelui.

Pentru săparea galeriilor se vor folosi — instalaţii de perforat BUR—2, combinatele PK—7 şi PK—9.

Pentru cariere se prevăd autobasculante cu o capacitate de 25 m³ și excavatoare pășitoare cu cupă de 16 m³.

Denumirea lucrării	Viteza medie de executare a lucrărilor, m/l		Mărirea vitezei de execuare, %
	1958	1965	
Prețuri	19,7	38	+93
Transversale și galerii de cîmp (steril)	48,6	81,5	+67
Galerii cu lărgire în steril	85,0	105,0	+23
Galerii în cărbune	103,0	157	+52
Lucrări din circuitele puțurilor și camere	275 m³/lună	392 m³/lună	+42

Duyse van H. **Susținerea galeriilor cu secțiunea circulară cu panouri din beton armat.** Annales des Mines de Belgique, nr. 1, ian. 1966, p. 103.

Autorul prezintă o dare de seamă asupra unei călătorii de studii efectuată în bazinul Ostrava și Prievidza, în scopul stabilirii posibilităților de susținere a galeriilor de secțiune circulară cu ajutorul panourilor din beton armat.

Datorită posibilităților de mecanizare a montării panourilor, dimensiunile acestora s-au mărit pînă la 250—400 kg, fapt care reduce numărul de elemente ce trebuie manipulate. Panourile folosite în bazinul Ostrava au o grosime de 14 cm, o lățime de 31 cm și o lungime egală cu un sfert de cerc. Grosimea mică a panoului a permis să se reducă cu 20—30% numărul găurilor de mină, reducîndu-se în mod corespunzător volumul de rocă de încărcat și de transportat; totodată s-a putut suprima aproape complet încărcarea rocii din radier și susținerea provizorie a frontului de lucru. Cu acest mod de susținere s-au realizat avansări de 130 m/lună.

Condiția esențială pentru ca această susținere cu pereți subțiri să poată rezista presiunii rocilor este ca ea să facă corp comun cu rocile înconjurătoare, ceea ce se obține prin umplerea integrală a spațiului dintre susținere și rocă cu ajutorul unui mortar pastifiant, care asigură distribuția uniformă a solicitărilor în jurul susținerii de formă circulară.

Geyer, H. **Săparea galeriilor de sare gemă, folosind o mașină de încărcat cu descărcare laterală** Kali und Steinsalz, 4, nr. 7, ian., 1966, p. 210—222.

Pentru deschiderea unui nou sector la o salină, s-a săpat o galerie cu secțiunea de 55 m² (10 m lățime și 5,5 m înălțime). Deoarece în mină s-a înlocuit sistemul de transport fără șine prin sistemul de transport cu benzi, la săparea acestei galerii s-a folosit o mașină de încărcat Salzgitter tip EL 580 RK cu cupă basculantă lateral, care descarcă materialul pe un transportor blindat cu raclete. Față de situația anterioară, în care s-a folosit screperul, utilizarea acestei mașini de încărcat a permis sporirea productivității muncii la încărcare și evacuare cu 50% (16,2 m³/post). În același timp viteza de săpare maximă a ajuns la 92 m/lună.

Faix, A. **Practica torcretării în galerii** Rudy, 14, nr. 2, febr., 1966, p. 42—46.

Se prezintă două instalații mobile de pregătire a mortarului fabricate în R.S. Cehoslovacă. Una din instalații este acționată electric cu un motor de 13 kW și turație de 960 rot/min care, prin intermediul unui reductor, se micșorează la axul malaxorului la 318 rot/min. A doua instalație este acționată pneumatic și are o turație de 2 000 rot/min care, de asemenea, se reduce la 315 rot/min la axul malaxorului.

În continuare, se descrie utilajul pentru torcretare și se redau unele aspecte tehnologice ale acestui procedeu care permite obținerea unor condiții tehnico-economice optime.

* * * **Combine pentru abataje frontale.** Annales des Mines de Belgique nr, 2 febr., 1966 p. 241—248.

Combina tip Continous Miner a firmei Collins permite automatizarea unui abataj cameră în stratele subțiri de cărbune, excluzînd necesitatea prezenței muncitorilor în abataj.

O construcție aparte o prezintă tipul Joy Cu-43 care constă dintr-un transportor cu raclete și două dispozitive circulare de tăiere, prevăzute cu cuțite și fixate pe două brațe rabatabile în jurul a două axe verticale, plasate de o parte și de alta a transportorului. În afară de rotația acestor organe tăietoare și de funcționarea transportorului, restul mișcărilor combinei sînt comandate hidraulic.

Szabo, J. și Barrnyai I. **Folosirea în subteran a metodelor de prospecțiune geoelectrice** Banyaszati Lapok, 99, nr 2, febr., 1966, p. 108—11.2

Autorii au studiat posibilitățile de aplicare în subteran a metodelor de cercetare geoelectrice cu curent continuu și alternativ de joasă frecvență. Cercetările efectuate pe modele de laborator au avut drept scop studierea influenței factorilor care ar putea deforma rezultatele măsurilor geolectrice în subteran ca și posibilitățile de a anihila aceste influențe.

Folosind diferite aranjamente ale electrozilor s-a putut stabili posibilitatea determinării prin aceste metode a formațiilor geologice bune și rele conducătoare de electricitate, situate în jurul lucrărilor miniere.

Singh, M. M. **Folosirea exploziviior nucleari la lucrările de excavare.** Mining and Minerals Engineering, 2, nr. 2, febr., 1966, p. 64—70 și nr. 3, mart., 1966, p. 97—104.

După o prezentare a terminologiei folosite în excavarea cu ajutorul explozivilor nucleari și a principiilor de proiectare a acestui gen de lucrări de excavare, autorul analizează posibilitățile de folosire industrială a acestei noi tehnologii.

Dintre problemele ce par a fi cel mai greu de rezolvat se citează cea a suflului de aer rezultat în urma unei explozii nucleare. Suflul de aer se resimte și produce efecte negative la sute de kilometri distanță de locul exploziei, efecte ce pot fi mărite de variațiile temperaturii aerului și ale vitezei vîntului. O cale de limitare a suflului de aer este aceea de limitare parțială a încărcăturii nucleare. Se preconizează ca posibilă folosirea exploziviior nucleari în viitor la construcții portuare, săparea de canale și descopertări pentru exploatarea la zi a zăcămintelor. În ultimul caz se impune însă ca zăcămîntul să fie uniform mineralizat, izolat de centre, să prezinte condiții hidrologice favorabile și o copertă de cel puțin 60 m.

* * * **Dozarea gravimetrică a prafului.** Annales des Mines, nr. 2, febr. 1966, p. 70.

În Anglia s-a realizat un nou aparat de dozare a prafului, cu o greutate de circa 5 kg. Fiind ușor transportabil în subteran, aparatul face posibilă captarea și dozarea prafului în decursul unui schimb.

Principiul de funcționare a aparatului este următorul:

Detenta gazului carbonic sub o presiune de 35—50 kgf/cm² în două butelii, prin intermediul unui regulator și al unui difuzor, permite să se aspire aerul și să asigure depunerea prafului grosier separat de cel fin, care este colectat pe o membrană filtrantă. Debitmetrul și vana regulatoare asigură măsurătoarea volumului de aer aspirat, reglarea debitului (de circa 3 l/ min) și presiunea aerului la intrarea în filtru (210 mm).

Pentru măsurare, membrana este arsă; combustia acesteia lasă puțină cenușă, a cărei cantitate determinată prin cîntărire indică proporția de praf steril din aer.

Matthee, H. și Natan O. **Exploatarea în carieră a unui zăcămînt de cupru din S.U.A.** Bergbauwissenschaften, 13, nr. 2, 20 febr., 1966, p. 68—76.

Autorii prezintă concluziile unei călătorii de studii efectuate în S.U.A. la marile cariere de minereu cuprifer. Se insistă, în special, asupra tehnologiei perforării pușcării, exemplificate

prin cea mai modernă carieră de minereu cuprifer din S.U.A. şi anume cea de la ASARCO MISSION MINE. Se forează găuri cu diametrul de 170—230 mm şi se foloseşte ca exploziv amestecul de azotat de amoniu şi motorină. În ultimul timp găurile de mină se forează cu agregate telecomandate.

În încheiere se analizează modul de alegere a utilajelor de încărcare şi transport, întreţinerea şi repartiţia acestora, extragerea cuprului din minereu prin leşiere.

Boxho, J. **Principalele tendinţe în construcţia maşinilor de abataj.** Annales des Mines de Belgique, nr. 2, febr, 1966, p. 187—198.

Procedeul de tăiere care a căpătat cea mai mare extindere în ultimii ani în abatajele frontale este cel cu combină cu tamburi. Tipurile care pot funcţiona în ambele sensuri asigură o productivitate a muncii mult superioară, datorită unei utilizări mai raţionale a maşinii, îmbunătăţirii organizatorice a abatajului şi posibilităţilor de întrerupere a ciclului în orice fază.

Maşinile destinate tăierii în strate subţiri prezintă un gabarit mai redus, ceea ce reduce lungimea grinzii în consolă şi o viteză mai mare de tăiere. Pentru stratele cu grosimi variabile sau mari, folosirea combinelor cu doi tamburi cu înălţime reglabilă face posibilă tăierea pe înălţimi de 1,4—2,5m.

Combinele cu trepaner cu posibilitatea tăierii în ambele sensuri, completate sau nu cu un tambur tăietor pentru completarea tăierii se folosesc cu succes nu numai în minele din Anglia.

În ceea ce privesc plugurile, tipul fără recul permite folosirea în cărbuni foarte tari, iar alte tipuri constructive asigură tăierea şi în strate groase, datorită unei turele tăietoare şi unui braţ tăietor.

Staples C. O. şi Morrow, J. G. **Imbunătăţirea calităţii concentratelor de magnetită prin flotare cationică.** Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, 59, nr. 645, ian., 1966, p. 53—61.

Concentratele obţinute din minereuri sărace de fier după o simplă preparare, nu satisfac cerinţele impuse de folosirea lor în furnale. În acest scop se extinde aplicarea de noi procedee de preparare secundară. Dintre acestea cele mai bune rezultate se obţin prin flotarea concentratelor obţinute prin separarea magnetică. Astfel, prin flotarea unor concentrate obţinute de la separatoarele magnetice cu conţinut de 58—60% Fe, acesta a putut fi ridicat la 68% Fe.

Tulbureala de alimentare a flotaţiei conţine 40% material solid şi este condiţionată în primul rînd timp de 30 minute cu clorură de amoniu alchidic-cuaternare drept colector şi cu eter polipropilenglicol metalic drept spumant. Prin această flotare recuperarea în metal ajunge la 91,3%.

Stahl, R. **Consolidarea rocilor prin injectare de lapte de ciment.** Glückauf, 102, nr. 1, ian, 1966, p. 1—8.

Laptele de ciment, format din 100 kg ciment şi 50 kg apă, spre deosebire de mortarul de ciment, pătrunde chiar în fisurile cu dimensiuni de 0,1 mm. Datorită faptului că rezistenţa opusă de roca din coperişul direct este mult mai mare decît cea opusă de susţinere, se recomandă ca injectarea cu lapte de ciment să se efectueze mai înainte de a apare primele fenomene de deformaţii din tavan şi din susţinere. Înainte de injectare, golurile din spatele susţinerii se umplu cu mortar de ciment.

Injectarea prin găuri de mină de 3—6 m lungime se face la o presiune de 40—100 kgf/cm² în două trepte. După o primă injectare şi întărire a cimentului, găurile de mină de 3 m se adîncesc pînă la 5—6 m şi se procedează la o nouă injectare.

Boyfield L. R. şi Jones G. V. **Practica folosirii sistemelor de teleinformare în conducerea exploatărilor carbonifere.** Mining Engineer, 125, nr. 64, ian., 1966, p. 227—244.

La o mină de cărbuni s-a montat un echipament electronic de teleinformare, prevăzut cu o serie de traductoare pentru transformarea datelor fizice în valori cifrice care se pot prelucra.

Acest sistem permite ca în afară de diagramele vizuale cu care erau dotate panourile de control, să se cunoască poziţia maşinilor în abataj, durata lor de funcţionare, genul operaţiei efectuate de maşini în front, evidenţa producţiei realizate etc.

Folosind o astfel de instalaţie este posibil ca la sfîrşitul fiecărui schimb să se prezinte centralizat timpul total de funcţionare şi oprire, lungimea de front tăiată, etc.

Schulze, H. F. **Vehicule auto pentru transportul în subteran.** Kali und Steinsalz, 4. nr. 7, ian., 1966 p. 213—218.

La exploatarea subterană a sării s-a utilizat un nou tip de vehicul pe pneuri, echipat cu un motor Diesel de 20 CP cu doi cilindri sau de 30 CP cu trei cilindri. Acest vechicul se poate deplasa cu o viteză de circa 20 km/h şi poate circula pe o pantă de pînă la 25%.

Vehiculul se foloseşte la remorcarea altor vehicule (vagonete, remorci), platformă mobilă de lucru sau pentru transportul rapid al muncitorilor.

Kostiuk S. P. **Extracţia hidraulică şi cercetări privind transportul hidraulic al magnetitei concasate.** Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, 59, nr. 645 ian., 1966, p. 25—38.

Autorul prezintă rezultatele primelor cercetări privind determinarea pierderilor de energie la transportul minereului sfărîmat, atît pe orizontală, cît şi pe verticală, cu ajutorul energiei hidraulice.

Rezultatele obţinute arată că la transportul hidraulic pe verticală, pierderile principale prin frecare sînt identice cu cele de la transportul apei clare, iar necesarul total de energie, pentru transportul hidraulic apei depinde numai de înălţimea de ridicare, de concentraţia în solid a tulburelii şi de greutatea specifică a solidului.

* * * **Maşina de zeţaj de fabricaţie japoneză.** Colliery Engineering, 43, nr. 503, ian 1966, p. 30—32.

Noul tip de maşină de zeţaj, denumită Sunitamo Tecub, prezintă unele perfecţionări faţă de maşina tip Baum. Dintre acestea se citează realizarea pe cale pneumatică a mişcării pulsatile şi plasarea coamelor de pulsaţie a aerului sub patul de zeţaj de pe sită.

Putîndu-se folosi la prepararea minereurilor şi la cea a cărbunilor, acest tip de maşină de zeţaj are o suprafaţă a bazei de 20 m² şi înălţimea de 5,5 m la o capacitate de prelucrare de 100 t/h. Gama de dimensiuni variază în funcţie de capacitatea de prelucrare care, la rîndul ei, variază de la 25 la 340 t/h. Evacuarea sterilului se face automat, pe baza controlului înălţimii stratului de steril.

Michard J. **Valorificarea minereurilor din Lorrena. Îmbogăţirea pe cale fizică.** Revue de l'industrie minèrale, nr. 7, 1966.

Se tratează pe larg încercările efectuate la Metzange, pentru îmbogăţirea pe cale fizică a minereurilor de fier din bazinul Lorena.

Încercările s-au efectuat asupra a două tipuri de minereu nevalorificabil în prezent, ajungîndu-se la următoarele rezultate :

— pentru minereurile calcaroase de la un conținut de 32,5% Fe s-a ajuns la concentrate cu un conținut de 39,2% Fe, cu o recuperare în Fe de 97%;

— pentru minereurile silicioase de la un conținut de 32,7% Fe s-a ajuns la concentrate cu 53,1% Fe și o diminuare de SiO_2 de la 28,6% la 10,1% cu o recuperare în Fe de 96%.

Duyse van A., Bremer, R. și Lombard J. **Încercarea comparativă a diverse tipuri de susținere la mina Aiseau-Presles.** Revue de L'industrie minèrale, nr. 7, 1966.

Se descrie o încercare comparativă în aceleași condiții a trei tipuri de cadre diferite și anume cadre tip Toussaint-Heintzmann, Eris-Launay și Moll glisante.

În toate cele trei cazuri, încercările s-au efectuat la o apropiere de pînă la 10 m de frontul de abataj.

Pentru cadrele TH și Eris-Launay s-a luat același timp de experimentare, iar pentru cadrele Moll timp dublu.

Datorită presiunii ridicate, susținerile cu cadrele Moll și TH au trebuit să fie dublate în apropierea abatajului, la cadrele Eris-Launay nefiind necesară nici un fel de întreținere pe 153 m de galerie susținute cu acest tip de cadre.

Economiile realizate au fost de 2 000 franci/m la utilizarea cadrelor Eris-Launay, față de celelalte două tipuri.

Se menționează că încercările practice au confirmat rezultatele numeroaselor încercări efectuate în laborator.

Philippron, P. și Vandenbosch G. **Săparea rapidă a unei galerii cu susținere în cadre între minele de cărbune Aelchteren-Zolder și Houthalen** Revue de L'industrie minèrale, nr. 7, 1966.

Se descrie săparea rapidă a unei galerii de legătură între minele Houthalen și Zolder. Lucrarea în lungime de 1 185 m, s-a executat în roci slabe, tectonizate, în 73 zile de lucru, lucrîndu-se în contrafront cu o viteză medie de 16,2 m/zi.

Profilul de săpare 11,16 m^2, susținere în profile TH de 29 kg/m, dispuse la 50 cm distanță, încărcare cu screper.

Se descrie amănunțit organizarea lucrului pe cicluri. Se dau schemele de organizarea perforării, încărcării și evacuării sterilului, precum și rezultate economice.

* * * **Plan înclinat echipat cu un troliu cu comandă hidrostatică de la mina de cărbune Monceau-Fontaine.** Annales des Mines de Belgique, nr., 6, 1966.

Se descriu caracteristicile generale, echipamentul și funcționarea unui plan înclinat, cu o lungime de 117 m, înclinarea de 13,5° și o capacitate de 100 tone/oră.

Comenzile și deservirea aproape în întregime automatizate.

Planul înclinat este deservit numai de două persoane pe schimb.

Se dau schemele de automatizare și detalii de execuție.

Renaund, L. și Ascher R. **Cîteva exemple de probleme de control în industria de concentrare chimică a minereurilor de uraniu.** Revue de L'industrie minèrale nr. 7, 1966.

Se tratează pe scurt metodele utilizate în Franța pentru ridicarea conținutului din minereurile cu 1—2% uraniu, la concentrate cu un conținut de 60—70%.

Se dau detalii asupra procedeelor cele mai ut lizate la uzinele de la Bessines și Ecarpiere.

INTREPRINDEREA DE INDUSTRIE LOCALĂ

„11 IUNIE"

CĂLĂRAȘI — REGIUNEA BUCUREȘTI
STR. 6 MARTIE NR. 3, TEL. 572

Secția metalurgie produce și livrează:

- *turnări și prelucrări de piese din fontă;*
  - **segmenți pentru industria petrolieră;**
  - **pistoane pentru compresoare;**
- *reparații utilaje, construcții metalice pentru întreprinderi funciare*
- *confecționează piese pentru drăgi*

Secția tîmplărie efectuează comenzi pe bază de repartiție

Tematica Revistei Minelor pe anul 1967

I- **Geologie**

— Criteriile de prospectare şi explorare a zăcămintelor.
— Sporirea eficienţei lucrărilor de prospecţiuni şi explorări.
— Perfecţionarea metodelor de prospecţiuni şi explorări.
— Probleme ale explorării zăcămintelor prin foraje.
— Zăcăminte noi de substanţe minerale utile şi posibilităţile de valorificare a acestora.
— Condiţii care determină valorificarea substanţelor minerale nemetalifere.
— Descoperiri geologice.
— Noutăţi în metodologia de cercetare geologică şi interpretarea rezultatelor obţinute.

II. **Construcţia minelor noi, lucrări de deschidere**

— Orientări noi în construcţia minelor.
— Raţionalizarea utilajelor şi operaţiilor de perforare-puşcare şi eficienţa economică a acestora.
— Extinderea folosirii amestecurilor explozive simple.
— Rezultatele tehnico-economice în săparea lucrărilor miniere în diferite condiţii geologice—miniere.
— Rezultatele obţinute în sporirea vitezei de înaintare a lucrărilor miniere.

III. **Metode de exploatare**

— Rezultatele obţinute prin introducerea şi extinderea metodelor de exploatare de mare productivitate la minele de minereuri.
— Rezultatele obţinute prin aplicarea metodelor perfecţionate de exploatare a stratelor groase de cărbuni.
— Probleme ale exploatării la zi a zăcămintelor de lingit.
— Asecarea zăcămintelor de lignit.
— Reducerea pierderilor şi diluţiei la minele de minereuri metalifere.

IV. **Susţinere**

— Perfecţionarea susţinerii metalice din abatajele minelor de cărbuni şi minereuri.
— Extinderea folosirii de înlocuitori ai lemnului în minele de cărbuni şi minereuri.
— Mecanizarea operaţiilor de susţinere.
— Dirijarea presiunii la exploatarea zăcămintelor de minereuri şi de cărbuni.

V. **Mecanizare şi automatizare**

— Mecanizarea săpării lucrărilor miniere.
— Realizări noi în domeniul mecanizării tăierii cărbunelui.
— Rezultatele experimentării şi introducerii în producţie a noilor utilaje miniere.
— Probleme de automatizare a instalaţiilor miniere şi de preparare.
— Eficienţa mecanizării şi automatizării în industria minieră.

VI **Preparare**

— Rezultatele obţinute în domeniul perfecţionării fluxurilor tehnologice de preparare.
— Probleme privind îmbunătăţirea proceselor de preparare.
— Cercetări cu privire la tehnologia preparării noilor tipuri de minereuri.
— Rezultatele obţinute în domeniul valorificării complexe a substanţelor minerale utile.
— Introducerea de noi reactivi şi eficienţa folosirii lor.
— Probleme privind perfecţionarea utilajelor de preparare.
— Îmbunătăţirea controlului instalaţiilor de preparare.
— Probleme ale epurării apelor reziduale în industria minieră.

VII. **Protecţia muncii şi tehnica securităţii**

— Utilaje şi aparataje electrice în construcţie antigrizutoasă fabricate în ţară.
— Probleme privind protecţia antigrizutoasă a utilajelor, aparatajelor şi reţelelor electrice din subteran.
— Perfecţionarea explozivilor antigrizutoşi şi a procedeelor de împuşcare în minele cu metan.
— Rezultatele obţinute în combaterea şi prevenirea acumulărilor de metan, erupţiilor de metan şi cărbune şi a focurilor subterane.
— Combaterea prăfuirii în industria minieră.
— Procedee noi de prevenire a accidentelor şi îmbolnăvirile profesionale.
— Analiza critică a unor avarii şi accidente produse la minele din ţară şi străinătate.

VIII. **Organizare şi economie minieră**

— Rezultate obţinute în organizarea muncii în industria minieră.
— Probleme ale concentrării şi optimizării proceselor de producţie minieră.
— Aplicarea programării în industria minieră.
— Cercetări operaţionale în industria minieră.
— Informaţii statistice din industria minieră mondială.

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XVIII Nr. 1 IANUARIE 1967

СОДЕРЖАНИЕ

Паукэ, М. *Распределение месторождений евапоритов в Румынии.*

Автор излагает новую гипотезу относительно происхождения каменной соли, а также калийных магнезитовых солей во внешней зоне Карпат и каменной соли Трансильвании.

Русу, Т. и. Паки, Э. *Газ метан в угольном бассейне Валя Жиулуй, обнаруженный разведочными работами.*

Рассматривается в общих чертах выделение газа метана в виде извержений, барботирования или в виде обыкновенных пузырьков в буровом растворе, констатированные при разведочных бурениях проведенных в шахтных полях бассейна Валя Жиулуй.

Текеш, Т. и Дырдалэ, К. *Значение ознакомления с несущей способностью почвы и определение этой способности в шахтных условиях.*

Дается описание аппарата сконструированного Центральным научно-исследовательским институтом для определения сопротивления почвы угольных пластов, при проникноевнии металлических стоек в почву.

Дарабонт, А. и Греллман, Г. *Стенд для измерения электрическими методами характеристики работы пневматических бурильных машин и отбоиных молотков.*

Дается описание принципа конструкции стенда для изучения и контроля ударного пневматического оборудования используемого в горной промышленности.

Хоефнер, В. *Рациональная работа ленточно-резиновых конвейеров большой длины и большой производительности.*

Рассматриваются условия которые должны быть выполнены при работе конвейеров с двумя приводными барабанами для того чтобы при заданой нагрузке конвейер работал с возможно меньшим теоретическим наряжением в резиновой ленте при набегании на приводной барабан.

ЗАМЕТКИ

Рафаэль, Ал. *Новые виды слюды в слюдовых месторождениях.*

РЕЦЕНЗИИ

ДОКУМЕНТАЦИИ

CONTENTS

Paucă, M. *The distribution of salt deposits in Rumania.*

The author presents a new thecry on the origin of rock salt, potassium and magnesium salts from the exterior of the Carpathians montains, as well as of the rock salt deposits of Transilvania.

Rusu, T. and Paki, E. *Methane found at exploratory drillings in the Jiu Valley coalfield.*

The paper presents a general study on the emission of methane as eruptions, bubblings or escape of singular bubbles in the drilling mud, identified while carrying out exploratory drillings in the Jiu Valley coalfield.

Tökes, T. and Dîrdală, C. *The importance of Knowing the resistance of the floor of a coalbed and the determination underground of ist bearing capacity.*

The paper describes the apparatus built at the Mining Research Institute, for the determination of the resistance to penetration of the coalbed's floor by steel props.

Darabont, A. and Grellman, G. *Stand for measuring by electric methods of the functional characteristics of hammer-drills and pneumatic picks.*

The paper describes the basic principles of a stand for study and checking of percussion tools used in mining.

Hoepfner, V. *Proper driving of rubber belts of great length and capacity.*

The paper analyses the necessary conditions to be fulfilled by belt driving heads with two driving drums, so that at a certain loading of the belt, the drive should produce the least possible tension on the belt on it reaching the driving drum.

NOTE

Rafael, Al. *New types of mica found in the mica deposits of the Lotru mountains. New products from mica.*

REVIEWS

DOCUMENTATION

INHALT

Paucă, M. *Die Verteilung der Evaporitlagerstätten in Rumanien.*

Der Verfasser behandelt eine neue den Ursprung des in den äusseren Teilen der Karpathen befindlichen Stein-Kali — und Magnesiumsalzes betreffende Hypothese, sowie auch des Steinsalzes in Siebenbürgen.

Rusu, T. und Paki, E. *Mittels Schürfarbeiten festgestelltes Methangas im Jiutaler Kohlenbecken.*

Der Aufsatz stellt eine allgemeine Studie über die als Gasausbrüche, Gasperlen und Gasblasen im Bohrschlamm auftretenden und gelegentlich der in den Grubenfeldern des Jiutaler Kohlenbeckens durchgeführten Schürfbohrungen festgestellten Ausströmungen dar.

Tökeş, T. und Dîrdala, C. *Die Wichtigkeit der Tragfähigkeitsbestimmung des Liegenden und die Bestimmung der Tragfähigkeit unter den in der Grube herrschenden Bedingungen.*

Es wird das zwecks Bestimmung des beim. Eindringen der Metallstempel in das Liegende der Kohlenflöze auftretenden Widerstandes beim zentralen Grubenforschungsinstitut gebaute Gerät beschrieben.

Darabont, A. und Grellmann, G. *Elektrischer Prüfstand zwecks Bestimmung der charakteristischen Betriebsdaten der Bohr — und Abbauhämmer.*

Es wird das Konstruktionsprinzip eines zwecks Untersuchung und Kontrolle der beim Bergbau verwendeten Pressluftschlagwerkzenge gebanten Prüfstandes beschrieben.

Hoepfner, V. *Rationeller Antrieb langer Gummifördergurte mit grosser Leistung.*

Im Aufsatz werden die Autriebsbedingungen untersucht, welchen die mit zwei Antriebstrommeln versehnen Fürderbänder bei einer gegebenen Füllung und theoretisch geringster Bandspannung beim Aufrollen auf die Antriebstrommel zu entsprechen haben.

NOTIZEN

Rafael, Al. *Neue Glimmerarten in den Glimmerlagerstätten des Lotrugebirges. Neue Glimmererzeng nisse.*

REZENSIONEN

DOKUMENTIERUNG

SOMMAIRE

Paucă, M. *La distribution des gisements d'évaporites en Roumanie.*

L'auteur présente une nouvelle hypothèse sur l'origine du sel gemme et des sels potassiques et magnésiens situés à l'extérieur de l'arc des Carpates, ainsi que du sel gemme de la Transylvanie.

Rusu, T. et Paki, E. *La présence du grisou dans les travaux de recherche du bassin charbonnier de Valea Jiului*

On présente une étude générale sur le dégagement du grisou sons forme d'éruptions, barbotages ou simples bulles de gaz, identifiées dans les boues aux forages de recherche exécutés dans les périmètres miniers du bassin charbonnier de Valea Jiului.

Tökeş, T. et Dîrdală, C. *L'importance et la détermination de la capacité portante du mur dans les travaux au fond.*

On donne la description de l'appareil réalisé par l'Institut central pour les recherches minières, utilisé pour déterminer la résistance du mur des couches de charbon à la pénétration des étançons métalliques.

Darabont, A. et Grellman, G. *Banc d'essai pour la détermination par des méthodes électriques des caractéristiques de fonctionnement des marteaux perforateurs et des marteaux piqueurs pneumatiques.*

On présente le principe constructif d'un banc d'essai pour l'étude et la vérification des outillages percutants pneumatiques utilisés dans l'industrie minière.

Hoepfner, V. *La commande rationnelle des convoyeurs à bande de grande longeur et de capacité élevée.*

Sont analysées les conditions à remplir par les dispositifs de commande des convoyeurs à deux tambours moteurs, pour que, à une charge donnée, ceux-ci développent la plus basse tension théoriquement possible dans la bande en caoutchouc au point d'enroulement sur les tambours moteurs.

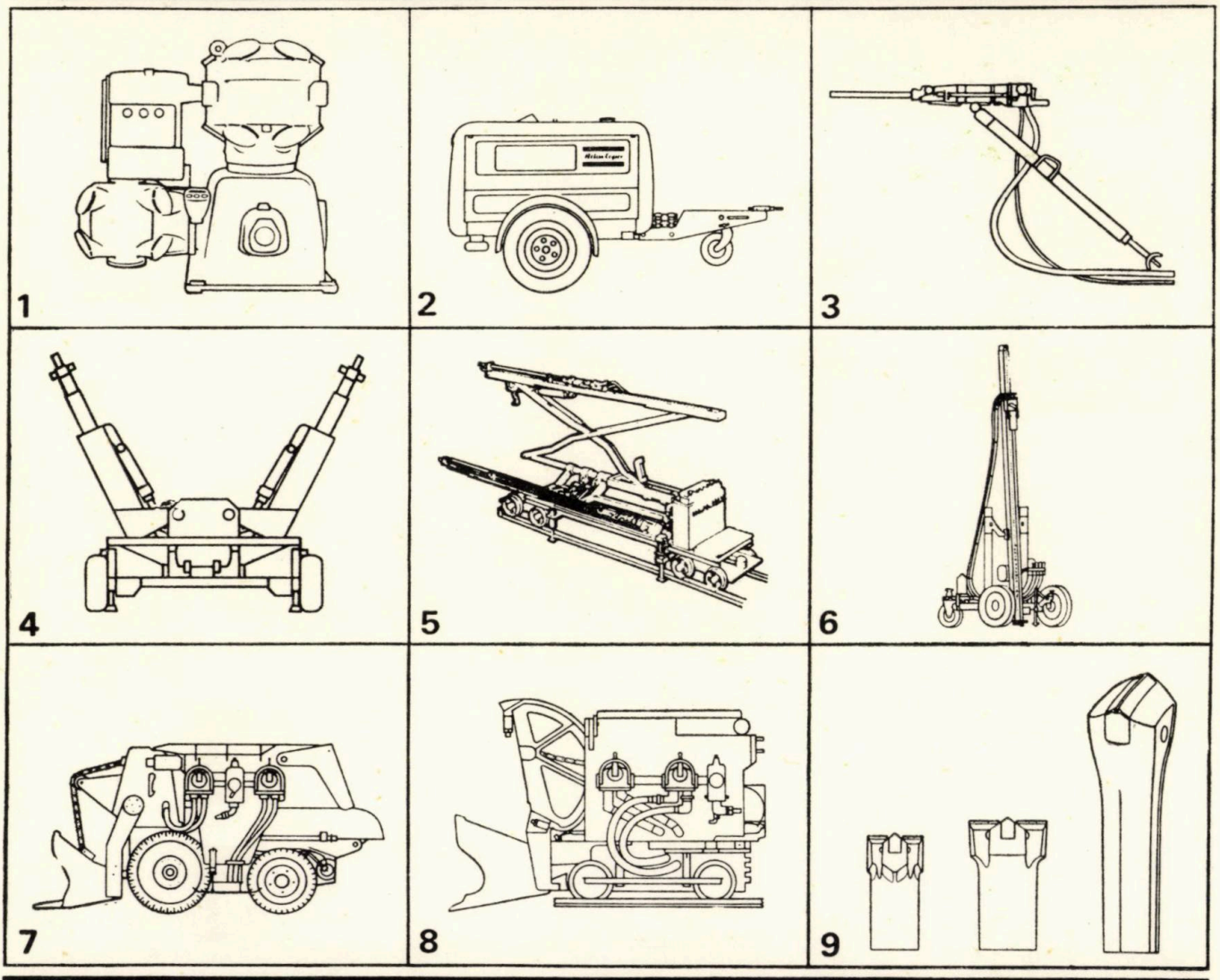
NOTES

Rafael, Al. *Nouvelles variétés de mica dans les gisements micafères des monts de Lotru. Nouveaux produits micacés.*

COMPTES-RENDUS

DOCUMENTATION

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1963



9 căi de creştere a producţiei

Atlas Copco poate oferi o gamă largă de utilaje pneumatice, dintre care următoarele 9 utilaje vor reduce preţul de cost în întreprinderea dv.

1 Compresoare stabile cu piston sau şurub, cu capacităţi de la 0,05 m³ pînă la 550 m³ pe minut

2 O serie completă de compresoare mobile — cu piston sau şurub rotativ, avînd cel mai bun raport între capacitate şi greutate dintre toate tipurile de asemenea compresoare, aflate în comerţ.

3 Perforatoarele Atlas Copco, renumite în lumea întreagă, cu suporturi pneumatice, livrabile şi cu amortizoare a zgomotului.

4 Instalaţii de perforare „Simba", construite în mod special pentru mecanizarea perforării găurilor de mină lungi.

5 Cărucioare mecanizate „Zax" cu 1—3 perforatoare, pentru săparea tunelurilor şi a galeriilor, comandate de un singur om.

6 Serie completă de sondaje pentru perforat găuri de mină în cariere.

7 Maşini automotoare de încărcat şi transportat pe roţi de cauciuc comandate de un singur om.

8 Maşini de încărcat pe şine pentru săparea tunelurilor şi galeriilor.

9 Echipamentul de sfredele Sandvik — Coromant, compus din sfredele monobloc, sfredele prelungitoare şi tăişuri detaşabile.

Completaţi acest cupon şi trimiteţi-l la Maşinimport, Bucureşti, str. M. Eminescu nr. 10, raionul 30 Decembrie, indicînd denumirea întreprinderii, numele, funcţia şi adresa dv.

Atlas Copco

Atlas Copco AB, Stockholm 1, Suedia

Rugăm să ne trimiteţi informaţii asupra următoarelor utilaje pneumatice Atlas Copco

Limba: germană franceză engleză

1 Compresoare staţionare **2** Compresoare portative **3** Perforatoare **4** Instalaţii de perforat Simba

5 Cărucioare de perforat Zax **6** Sondeze pentru cariere **7** Maşini de încărcat şi transportat pe pneuri

8 Maşini de încărcat pe şine **9** Echipament de sfredele

1/67

MINISTERUL MINELOR

ODPT

OFICIUL DE DOCUMENTARE ȘI PUBLICAȚII TEHNICE

București ● str. General Budișteanu nr. 11 bis ● raion 16 Februarie
telefon 16 79 28

ODPT elaborează și editează, în scopul informării și documentării operative a inginerilor și tehnicienilor din industria minieră, următoarele publicatii: REVISTA MINELOR, cu apariție lunară; COLECȚIA DE CAIETE DOCUMENTARE (șase titluri, care apar lunar sau trimestrial), conținînd: noutăți tehnico-economice din industria minieră mondială; materiale selecționate prezentate la diferite congrese și simpozioane internaționale; schimb de experiență din țară și străinătate; invenții, inovații; brevete; utilaje noi etc.

ODPT efectuează pe baza comenzilor de la unitățile miniere și terți: lucrări de sinteză pe teme date; cercetări bibliografice; editări de manuale pentru cursurile de perfecționare ale muncitorilor minieri; materiale de propagandă pentru protecția muncii (afișe, pliante etc.); traduceri ș. a.

ODPT multiplică: instrucțiuni, acte normative, norme de lucru etc. pe bază de comenzi.

ODPT produce la comanda unităților: filme cinematografice de scurt metraj, pe 16 mm, conținînd instructaje privind tehnica securității și protecția muncii și tehnica nouă în minerit, precum și copii de filme din aceste domenii.

ODPT

ODPT execută: microfilme, diafilme, diapozitive, fotocopii, precum și alte lucrări din domeniul foto-cinematografic necesare unităților miniere.

OFICIUL DE DOCUMENTARE ȘI PUBLICAȚII TEHNICE

E 1433

2

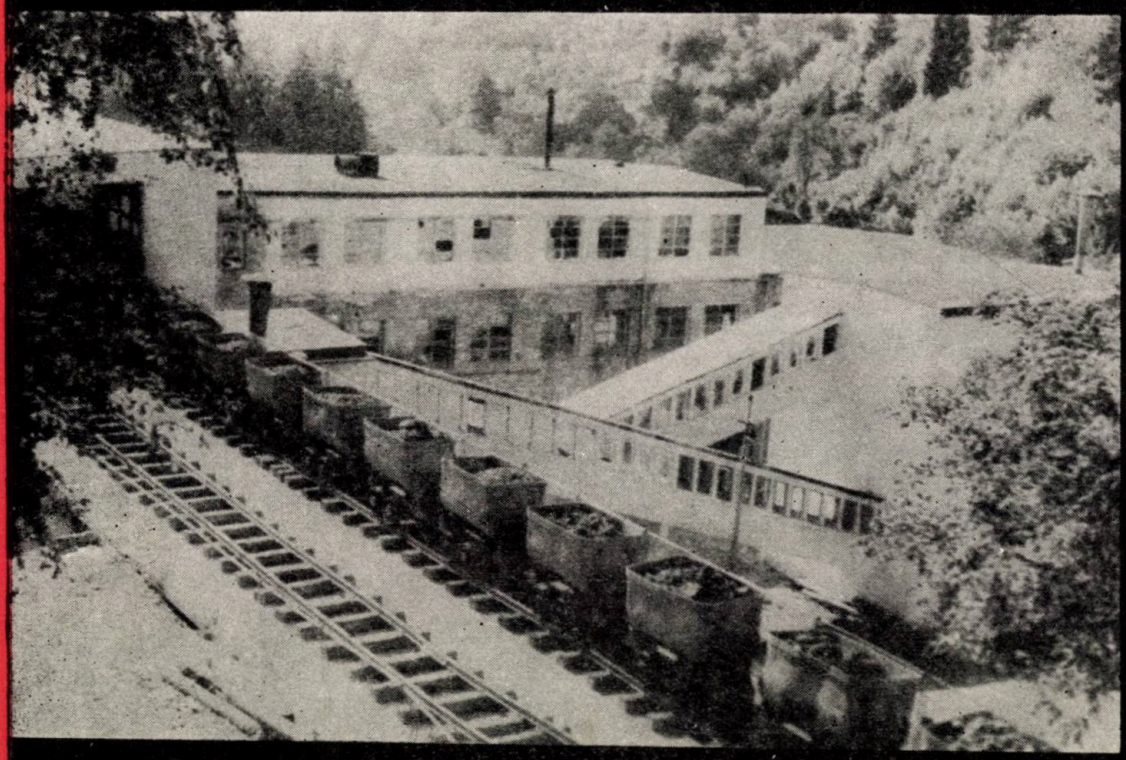
FEBRUARIE
1967
VOLUMUL XVIII

REVISTA MINELOR

combinatul minier

BAIA MARE

19



FLOTAȚIA E. M. BĂIUȚ

E 1433

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XVIII Nr. 2 1967

CUPRINS

Gabrian, V. şi Curpăn, C.	**Metode de exploatare de productivitate mărită aplicate în bazinul minier Baia Mare (I)**	41—53
Brădeanu, N.	**Probleme ale automatizării staţiilor de evacuare a apelor din mine**	53—61
Manea, A.	**Consideraţii privind protecţia împotriva electrocutării prin utilizarea releelor de scurgere**	61—66
Tomuş, I.	**Metode şi procedee moderne folosite în industria minieră din R. P. Ungară**	67—70
Huică, I.	**Forma de relief — un element ajutător în prospecţiuni geologice**	71—75
Drăghici, C., Biloiu, M., Isac Maria şi Huică, I.	**Formaţiunea de Schela şi perspectivele ei economice**	76—83

INVENŢII, INOVAŢII

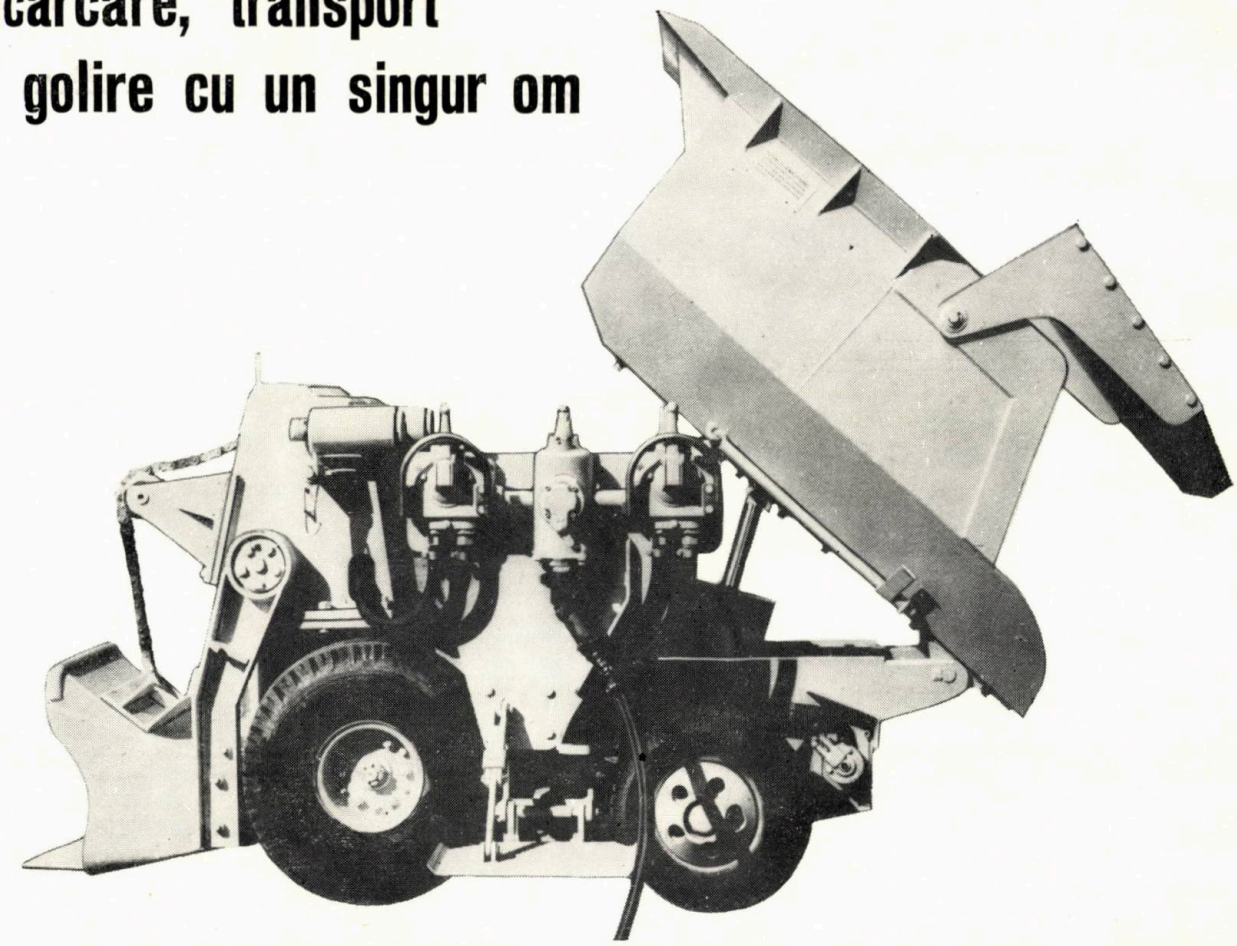
RECENZII

DOCUMENTARE

COMITETUL DE REDACŢIE

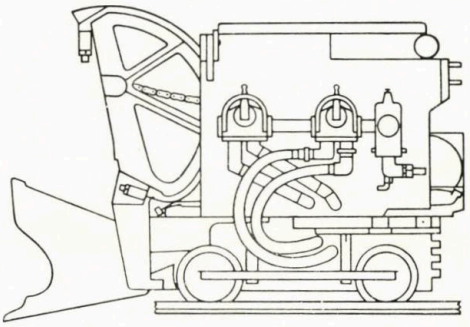
Conf. ing. LUBENESCU DAN, laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BIRSAN TRAIAN, redactor responsabil adjunct; ing. ANTON PETRE; ing. BĂLTĂREŢU RAUL; geol. GURĂU ANDREI; prof. dr. docent HUBER PANU ION, membru corespondent al Academiei Republicii Socialiste România; ing. MILIŢESCU ERACLE; ing. MOGHIOROŞ EMERIC; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. POPESCU GABRIEL; ing. SCRIPĂŢ VASILE; ing. ŞONCODI CORIOLAN; ing. VALVARIC NICOLAE

Încărcare, transport și golire cu un singur om



Mașina de încărcat și transportat T2G, avînd capacitatea cupei de 120 litri și a silozului de 750 litri, este economică în practică pentru încărcare și transport pe distanțe pînă la 200 m.

Se livrează și alte tipuri de mașini de încărcat și transportat pe roți cu cauciucuri sau pe linie ferată. Toate mașinile sînt caracterizate prin: ușurința de manipulare, viteză ridicată de lucru și pătrundere ușoară a cupei în material.



Cereți prospecte gratuite completînd cuponul de mai jos și trimițîndu-l la MAȘINIMPORT, București, str. M. Eminescu nr. 10

ATLAS COPCO AB STOCKHOLM 1 SUEDIA

Atlas Copco

Informațiile se doresc în limba germană ☐, engleză ☐, franceză ☐.

☐ Trimiteți-ne informații complete asupra mașinilor de încărcat și transportat Atlas Copco pe roți cu cauciucuri.

☐ Trimiteți-ne informații complete asupra mașinilor de încărcat și transportat pe linie ferată.

NUMELE _____

FUNCȚIA _____

ÎNTREPRINDEREA _____

ADRESA _____

4/67

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XVIII Nr. 2 1967

TEHNICĂ *minieră*

Metode de exploatare de productivitatea mărită aplicate în bazinul minier Baia Mare (I)

Dr. ing. V. GABRIAN şi ing. C. CURPĂN

În regiunea minieră Baia Mare se exploatează, în general, zăcăminte filoniene, filoanele avînd lungimi de ordinul a cîteva sute de metri, înclinări variabile peste 70—80°, iar extinderea pe verticală de 150—700 m.

Majoritatea filoanelor au grosimi care variază, atît pe orizontală, cît şi pe verticală, prezentînd sinuozităţi, fracturi, tectonizări, falieri, ramuri, apofize etc., existînd doar două mine la care grosimea filoanelor este într-o oarecare măsură constantă. Pe ansamblu, şi chiar în cadrul acelorași mine sau filoane, grosimea filoanelor variază de la cîţiva centimetri pînă la cîţiva metri ; cîteva filoane, la care grosimea medie este 2—5 m, prezintă zone a căror grosime depăşeşte 10 m, ajungînd la 30 m, rareori şi la 50 m.

Stabilitatea minereului în fronturile de abataj este variabilă. Rocile înconjurătoare, în general adezite alterabile sau alterate, mai rar şisturi, prezintă de asemenea variaţii importante, de la foarte stabile, la puţin stabile.

Tăria filoanelor variază, coeficientul mediu de tărie după Protodiakonov fiind egal cu 10—14, cu extreme $f = 6—8$ şi $f = 16—18$. Tăria rocilor înconjurătoare este în general mai redusă decît a filoanelor, coeficientul f avînd valori de 6—10.

Mineralizaţia este neuniformă, fiind constituită în general din sulfuri de plumb, zinc şi cupru şi din pirită, iar ganga o constituie diverşi carbonaţi, sulfaţi, silicaţi, cuarţ etc. Conţinutul în SiO_2 liber al rocilor înconjurătoare şi filoniene variază între 40 şi 70%.

În cadrul filoanelor există intercalaţii de steril, apreciabile ca volum şi număr ; contactele dintre filoane şi rocile înconjurătare sînt uneori clare şi nete, alteori prezintă salbande. În unele cazuri mineralizaţia filoanelor trece în rocile înconjurătoare sub formă de impregnaţii mai mult sau mai puţin importante.

Demn de reţinut este fenomenul de caolinizare întîlnit la rocile înconjurătoare ca şi la ganga filoanelor, atît ca fenomen preexistent excavării, cît şi ca urmare a reacţiilor care au loc sub influenţa apelor de mină şi a atmosferei foarte umede din subteran.

De asemenea, sînt de remarcat fisurile existente în filoane, ca urmare a unor manifestări tectonice posterioare genezei lor ; fisurile sînt umplute cu compuşi mineralogici în general alterabili, caolinoşi, cu o foarte slabă coeziune internă şi au o legătură foarte slabă cu roca mamă. Aceste fisuri au o dispoziţie neregulată, în care predomină o orientare aproape de planul orizontal ; distanţa dintre planele acestor fisuri este de ordinul metrilor. Această caracteristică a rocilor filoniene duce, mai ales în cazul filoanelor groase, la desprinderi masive de blocuri din tavanul lucrărilor miniere (a abatajelor), uneori chiar din pereţi (din rocile înconjurătoare), producînd deranjamente în exploatare. Acest fenomen are loc mai ales în cazul folosirii metodei de exploatare prin felii orizontale cu rambleiere pe felii, cu camere direcţionale, luate pe întreaga grosime a filoanelor.

Atît materialul filonian, cît şi rocile înconjurătoare prezintă o umiditate de 5 pînă la 7%. Infiltraţiile de apă sînt importante ; în unele zone există izvoare de apă termală pînă la 45°C ; *p*H-ul apelor variază între 4 şi 1.

În apele evacuate din mine se observă, cu regularitate, prezența și acțiunea unei bogate microfaune subterane.

În multe cazuri oxidarea superficială sau mai profundă duce la ridicarea temperaturii rocilor și a atmosferei lucrărilor miniere, fapt care are repercusiuni asupra desfășurării procesului de excavare și extragere a minereurilor.

Datorită caracteristicilor arătate mai sus, minereul excavat nu poate fi stocat în abataje cu înmagazinare decît o perioadă scurtă, deoarece are loc procesul de cimentare, de blocare a minereului, ceea ce duce la greutăți în transportul pe verticală a acestuia.

Caracteristicile geologice miniere ale filoanelor și ale rocilor înconjurătoare, enumerate mai sus, duc la o serie de neajunsuri ca: posibilitățile reduse de aplicare a metodelor clasice de exploatare cu înmagazinare, greutăți în operația de perforare a găurilor de mină (existența unor geode de diverse mărimi la multe din filoane), limitarea lungimii găurilor de mină, diversitatea procedeelor de susținere a lucrărilor miniere, necesitatea rambleierii majorității golurilor excavate etc.

Din punctul de vedere al comportării la pușcare, filoanele din regiune se comportă neuniform: unele filoane sînt friabile, altele prezintă o compactitate avansată, rupîndu-se în blocuri care necesită sfărîmare secundară. Aceste caracteristici variază în limite largi la diferite filoane, iar uneori chiar în cadrul aceluiași filon.

În ceea ce privește rambleierea golurilor subterane, o dificultate mare o constituie sursele de rambleu, care nu pot asigura cantitativ și calitativ umplerea golurilor și adoptarea unor utilaje de mai mare productivitate pentru această operație.

Metodelor de exploatare folosite la minele din regiune sînt determinate de condițiile de zăcămînt, de caracteristicile geologice-miniere și fizico-mecanice ale filoanelor și ale rocilor înconjurătoare. Astfel, pe ansamblul Combinatul minier Baia Mare, ponderea metodelor de exploatare cu transport gravitațional, după producția obținută prin acestea pe o perioadă de șapte ani, este redată în tabela 1.

Datorită faptului că în ultimii 15 ani producția a avut o dinamică ascendentă foarte accentuată, minereul fiind extras, atît din filoane noi, cît și din zonele marginale sau de adîncime ale filoanelor vechi, dar ale căror caracteristici fizico-mecanice și comportarea rocilor nu erau aceleași ca în zonele inițial exploatate, s-au întîmpinat o serie de greutăți, printre care menționăm:

— majoritatea zonelor noi au prezentat fie minereu caolinos, fie minereu ușor oxidabil, ceea ce ducea la blocarea abatajelor cu înmagazinare, necesitînd uneori introducerea screperelor pentru reexcavarea minereului sau chiar părăsirea abatajelor și abandonarea unor importante cantități de minereu:

— atît minereul cît și pereții (culcușul și coperișul) au avut o stabilitate mai redusă, ceea ce a avut ca rezultat pierderi mai mari și diluții mai accentuate;

— metoda de deschidere și pregătire practicată inițial, cînd rezervele blocate în pilierii de siguranță verticali sau orizontali nu aveau o pondere însemnată, a dus cu timpul la situația în care volumul acestor rezerve constituia circa 50% din producția planificată anual; costul lucrărilor de pregătire necesare recuperării acestor pierderi a ajuns la 60—100 lei/t, dublînd uneori prețul de cost de extracție curentă a minereului (din acești pilieri), iar lucrările de abatare a acestora trebuiau să se execute în condiții dificile și cu productivitate redusă;

— ritmul de deschidere și pregătire a fost mai mic decît ritmul producției, astfel încît abatajele trebuiau deseori începute înainte de deschiderea pe patru laturi ale panoului. Pe de altă parte, de multe ori caracteristicile minereului și rocilor înconjurătoare din interiorul panoului nu confirmau gradul de cunoaștere rezultat din lucrările de deschidere și pregătire executate etc.

Toate acestea au impus aplicarea metodei de exploatare prin felii orizontale și rambleu în majoritatea cazurilor. Astfel, după cum rezultă din tabela 1, ponderea metodei de exploatare cu înmagazinare a scăzut de la 52,2% în anul 1959 la 21,2% în anul 1963, deci aproape cu 60%. În același timp ponderea metodei de exploatare prin felii orizontale și rambleiere consecutivă s-a dublat.

Folosirea cu precădere a metodei de exploatare prin felii orizontale ascendente cu susținere și rambleiere a determinat o productivitate limitată a muncii, pierderi de metal în rambleu, însemnate pierderi și diluții calitative, dispersarea accentuată a locurilor de muncă etc.

Tabela 1

Ponderea metodelor de exploatare cu transport gravitațional, în perioada 1959—1966, %

Mina	1959	1960	1961	1962	1963	1964	1965	1966 (3 trimestre)
A, B	—	3	6	—	9	13	21	47
C	—	—	—	—	—	—	—	—
D	—	—	—	—	—	—	—	24
E	52	50	44	27	6	2	2	7
F	7	14	15	10	23	21	6	4
G	34	44	36	50	65	74	86	94
H, I	33	28	31	19	5	6	35	51
J, K, L	100	94	94	68	37	62	63	47
M, N	11	14	8	11	5	2	—	14
TOTAL	52	49	45	29	21	25	29	38

Din această cauză problema îmbunătățirii metodelor de exploatare folosite curent, prin experimentarea unor noi metode care să prezinte indici tehnico-economici superiori sau prin adaptarea unor tehnologii noi de perforare și pușcare, încărcare și transport în abataje, susținere sau rambleiere, a constituit o preocupare continuă a specialiștilor de la combinat și de la exploatări.

Problema alegerii celor mai potrivite metode de exploatare, în raport cu condițiile grele de zăcămînt arătate mai sus și cu varietatea mare a grosimii filoanelor, este dificilă.

De aceea, au fost studiate, propuse, proiectate și experimentate mai multe metode de exploatare. Studiile s-au orientat în special asupra posibilităților de folosire a transportului gravitațional, atît pentru minereu, cît și pentru rambleu, cel puțin pentru majoritatea volumului de transportat, urmărindu-se realizarea unor condiții de securitate mineră cît mai avansate, precum și micșorarea pierderilor de minereu și a costurilor de producție.

În afara preocupărilor privind îmbunătățirea tehnologiei actualelor metode de exploatare, s-au studiat, s-au experimentat pe modele și, în parte, s-au introdus în exploatare, unele metode noi și anume :

1) metoda de exploatare cu înmagazinare în panouri scurte pentru filoane foarte subțiri (fig. 1 a și 1 b) ;

2) metoda de exploatare în panouri scurte, înclinate, cu înmagazinare combinată cu rambleiere (fig. 2), pentru filoane subțiri și de grosime medie.

3) metoda de exploatare prin felii înclinate luate în fîșii înclinate transversal, cu rambleiere consecutivă (fig. 3), pentru filoane groase :

4) metoda de exploatare prin felii înclinate luate în fîșii (camere) transversale orizontale, cu rambleiere (fig. 4), pentru filoane groase ;

5) metoda de exploatare prin felii înclinate, luate în camere transversale orizontale, cu înmagazinarea minereului (fig. 5, 6 și 7), pentru filoane groase.

Ceea ce este caracteristic acestor metode, constă în următoarele :

— toate metodele folosesc în proporție mare transportul gravitațional, atît al minereului, cît și al materialului de rambleiere, în condiții dificile de zăcămînt care impun, de regulă, folosirea metodelor de exploatare în felii ori-

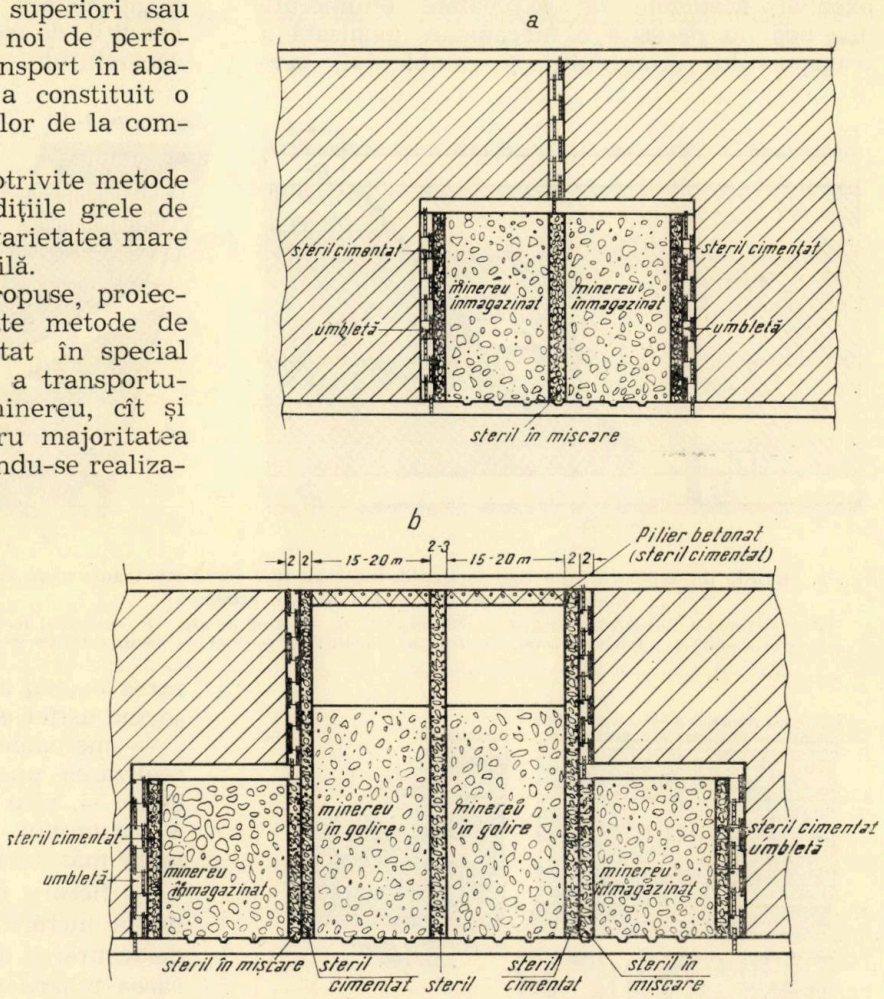


Fig. 1. Metoda de exploatare cu înmagazinare în panouri scurte pentru filoane foarte subțiri :
a — faza inițială ; *b* — faza avansată.

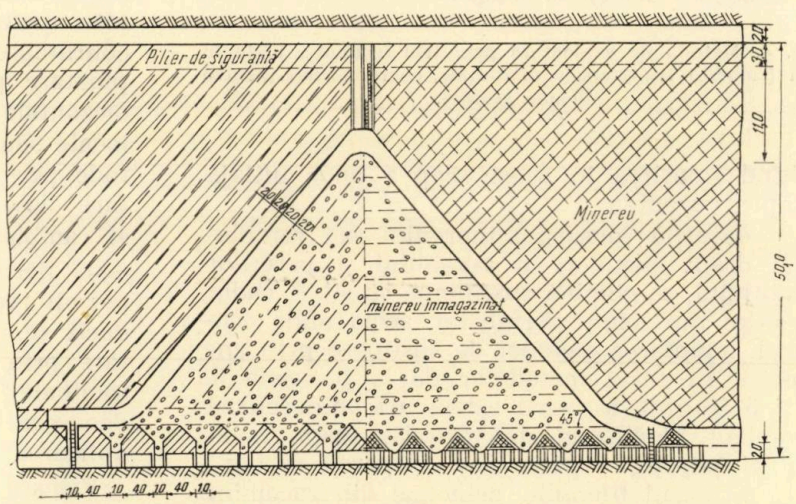


Fig. 2. Metoda de exploatare în panouri scurte înclinate, cu înmagazinare combinată cu rambleiere ; faza de formare a prismei triunghiulare.

zontale cu camere direcționale sau transversale, cu rambleiere consecutivă sau chiar imediată și cu susținerea continuă a spațiului excavat. Metodele de exploatare enumerate mai sus nu necesită o mecanizare avansată a transportului minereului și rambleului, permițînd folosirea în acest scop a unor utilaje simple, curente ;

— datorită folosirii minereului sau rambleului drept susținere a tavanului și pereților abatajului, se elimină susținerea cu stive, cadre și stîlpi din lemn, permițînd, acolo unde este cazul, adoptarea metodei de susținere prin ancorare. În cazul metodelor de la punctele 3, 4 și 5 frontul de lucru este scurt, minereul și rambleul (depinzînd de metodă) susțin tavanul și pereții, nepermițînd surparea rocilor ;

— în cazul filonului principal din zăcămînt de la Baia Sprie de exemplu, unde există o serie de fisuri mari, orizontale, care permit surpări masive ale minereului, prin tăierea înclinată a acestor fisuri, se realizează o descărcare a masivului, o susținere autoportantă a „grinzilor" de minereu, obținîndu-se astfel condiții de securitate sporită a muncii și a zăcămîntului ;

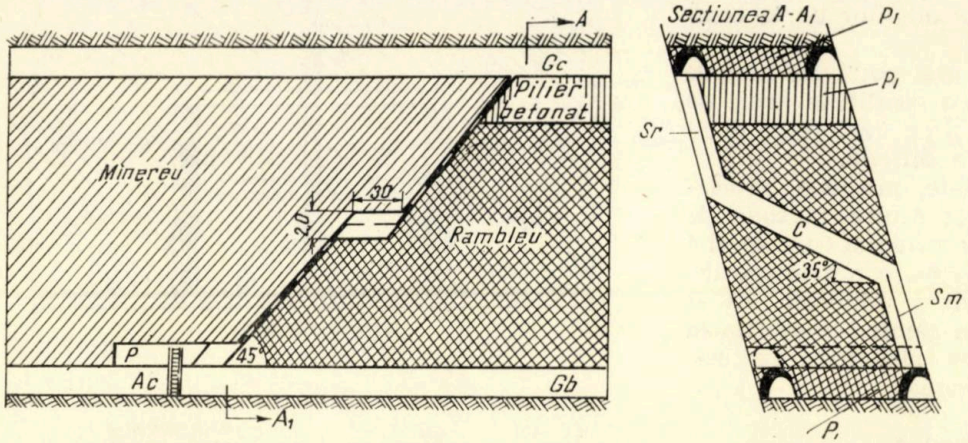


Fig. 3. Metoda de exploatare cu felii înclinate, luate cu fișii înclinate transversal, cu rambleiere consecutivă, pentru filoane groase :

G_b – galerie de bază ; C – cameră înclinată ; P_1 – pilier betonat ; G_c – galerie de cap ; P – preabataj în formare ; A_c – acces în abataj ; S_r – suitor de aeraj, circulație și rambleu ; S_m – suitor de aeraj, circulație și minereu.

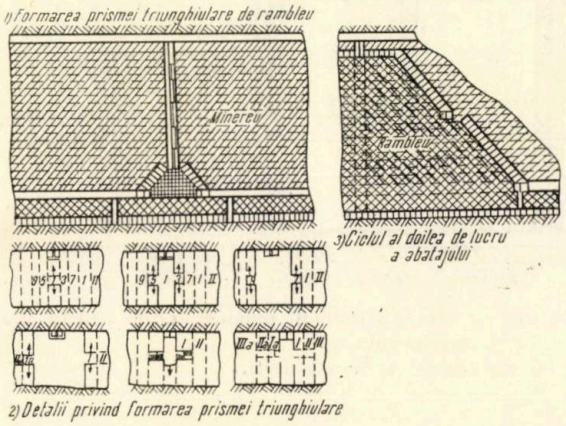


Fig. 4. Metoda de exploatare prin felii înclinate, luate în fișii (camere) transversale orizontale, cu rambleiere (pentru filoane groase).

— lucrînd pe înclinare se elimină rostogolurile de minereu ;

— datorită faptului că rambleierea (metodele de la punctele 2 și 3) se execută la 6—8 felii, rularea minereului pe vatra de rambleu se reduce, micșorînd substanțial pierderile în vatră, fiind rentabilă podirea prin diverse metode ;

— datorită micșorării spațiului deschis, circuitul de aeraj local se realizează în condiții mai bune ;

— metodele enumerate nu necesită conturarea exactă a panoului (pe patru laturi), micșorînd astfel cheltuielile de pregătire ;

— metodele de la punctele 1, 2 și 5 permit realizarea unei viteze sporite de excavare și golire și, prin posibilitățile de reglare continuă a volumului de minereu excavat, exclud în mare măsură blocarea minereului înmagazinat ;

— fiecare din metodele de mai sus pleacă de la lucrări de pregătire obișnuite, iar prin desfășurarea fazelor de lucru asigură recuperarea pilierilor de sub vatra galeriei de cap și nu necesită pilieri verticali ;

— metodele de la punctele 2, 3, 4 și 5 sînt elastice, permițînd începerea lucrărilor (cu mici amenajări) de la pregătiri făcute pentru alte metode sau pot fi folosite chiar ca o continuare o unor faze ale metodelor de exploatare prin felii înclinate clasice sau felii orizontale obișnuite ; totodată, dacă condițiile locale sau alte considerente impun, noile metode permit revenirea la metodele de exploatare clasice (felii înclinate sau felii orizontale și rambleu) ;

— fiecare din metodele enumerate mai sus permit realizarea unor productivități mai mari decît se poate realiza la metodele de exploatare prin felii orizontale și rambleu sau felii înclinate, singurele cu care trebuie comparate, deoarece se folosesc tocmai în domeniul de aplicarea a acestora.

Fiecare din metodele de mai sus are 2—3 variante, deosebite unele de altele prin sistemul de pregătire a panourilor.

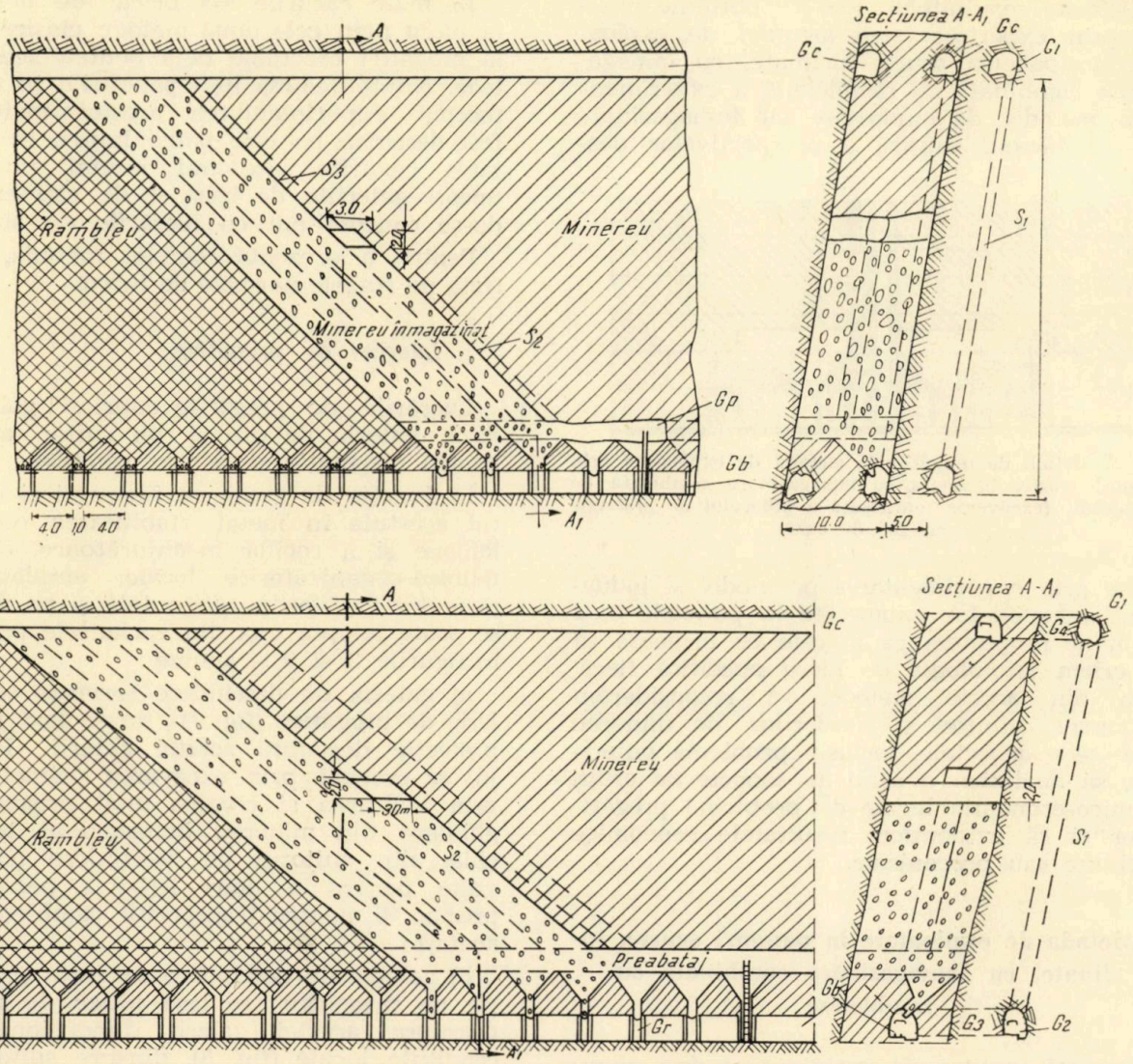


Fig. 5. Metoda de exploatare prin felii înclinate, luate în camere transversale orizontale, cu înmagazinarea minereului, pentru filoane groase :

G_c – galerie de cap ; G_b – galerie de bază ; G_p – galerie de preabataj ; G_{1-2} – galerie direcțională în steril ; G_{3-4} – galerie transversală ; S_1 – suitor în steril ; S_2 – suitor pentru circulație, aeraj și transportul minereului ; S_3 – suitor pentru circulație, aeraj și transportul sterilului ; G_r – guri de rostogol.

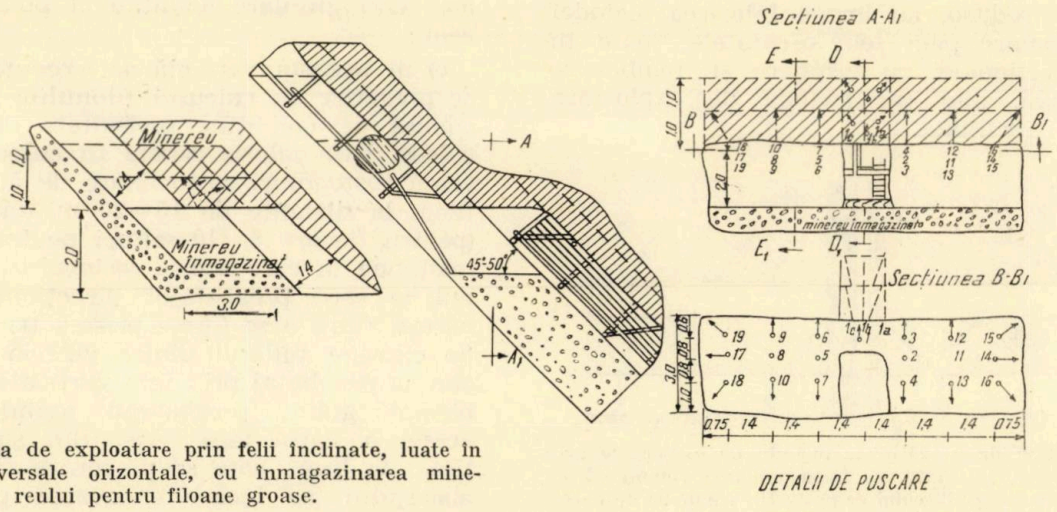


Fig. 6. Metoda de exploatare prin felii înclinate, luate în camere transversale orizontale, cu înmagazinarea minereului pentru filoane groase.

Datorită rezultatelor pozitive obținute practic prin experimentarea metodei de exploatare în panouri scurte înclinate, cu înmagazinare combinată cu rambleiere, a experimentării metodei de exploatare cu înmagazinare pentru filoane subțiri, a perspectivelor des-

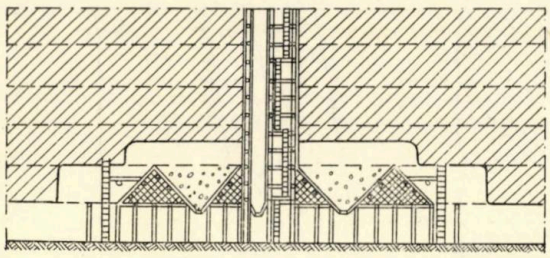


Fig. 7. Detalii de pregătire la metoda de exploatare prin panouri scurte, înclinate cu înmagazinare combinată cu rambleiere (excavarea anticipată a pilierului de protecție a galeriei de bază).

chise prin experimentarea pe model și industrial a metodelor enumerate la punctele 3, 4 și 5, ne propunem ca în cele ce urmează să descriem tehnologia de lucru specifică fiecăreia din aceste metode, să reconsiderăm problema diluției și pierderilor de minereu sub toate aspectele, inclusiv problema pilierilor, să analizăm o serie de aspecte de ordin tehnico-economic legate de problema pregătirilor și să evidențiem rezultatele economice obținute sau preconizate.

I. Metoda de exploatare în panouri scurte, înclinate, cu înmagazinare combinată cu rambleiere

Această metodă de exploatare a fost experimentată la mai multe mine ale Combinatului minier Baia Mare, în filoane a căror grosime a variat în general între 0,5 și 3 m și chiar mai mult.

Rocile din culcuș și coperiș, cu stabilitate medie și redusă, au impus folosirea metodei de exploatare prin felii orizontale, luate în fîșii direcționale, cu susținere și rambleiere consecutivă, mai rar metoda de exploatare prin felii înclinate.

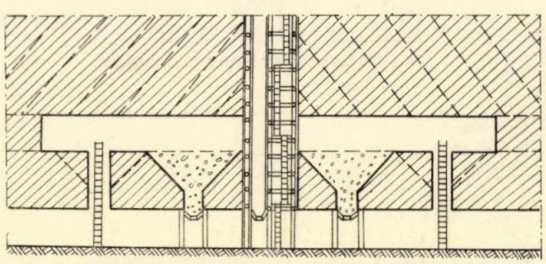


Fig. 8. Detalii de pregătire la metoda de exploatare prin panouri scurte, înclinate, cu înmagazinarea combinată cu rambleiere (lăsarea pilierului de protecție a galeriei de bază).

În toate cazurile s-a plecat de la abataje în lucru prin cele două metode clasice sau de la pregătiri efectuate deja pentru aceste metode. Nu totdeauna însă panourile în care s-a început experimentarea acestei metode au fost deschise pe cele patru laturi, în majoritatea cazurilor existînd numai un suitor, uneori galeriile de bază și de cap executîndu-se concomitent cu lucrările de abataj.

Pentru a prezenta complet metoda, o vom trata pe frazele normale de lucru.

1. *Lucrări de pregătire*

Lucrările de pregătire cuprind galeria de bază, galeria de cap și un suitor amenajat pentru circulație și pentru rambleu.

În funcție de grosimea filonului și conținutul acestuia în metal, stabilitatea rocilor filoniene și a rocilor înconjurătoare, condițiile tehnico-organizatorice locale, amplasamentul panoului în filon pe orizontală și pe verticală, se poate adopta una din variantele prezentate în figurile 2 și 9 și anume :

a) galeria de deschidere servește și ca galerie de pregătire (fig. 7) ; nu se lasă pilier de protecție deasupra acestei galerii. Preabatajul se creează prin excavarea primei felii și prin înălțarea și crearea unei prisme triunghiulare din minereu înmagazinat temporar, chiar din suitorul de deschidere (care servește pentru a doua ieșire a personalului, precum și pentru transportul rambleului spre abataj) ;

b) galeria de deschidere servește și ca galerie de pregătire ; se lasă pilier de protecție deasupra acestei galerii dimensionat după condițiile locale (fig. 8), dinspre suitorul ales se sapă preabatajul direcțional și pe măsură ce se înaintează pe direcția filonului planul cerimii abatajului se înclină spre direcția de avansare, prin excavarea ascendentă combinată cu cea direcțională, în scopul creării prismei triunghiulare amintite la punctul precedent ;

c) în această variantă se execută o galerie de pregătire în culcușul filonului, la distanța admisă de condițiile prezentate de roca din culcuș. Din galeria săpată în culcuș se excavează rostogoluri cu înclinare de 50—55° spre filon, la distanțe de 15—20 m unul de altul (pentru fiecare 8—10 salturi pe înclinare). La înălțimea la care aceste rostogoluri ating filonul, se sapă preabatajul direcțional în mod normal (fără a se forma prisma triunghiulară). Se extrage pilierul dintre galeria de deschidere și preabataj prin felii verticale și se rambleiază golul, preabatajul avînd de data acesta o vatră falsă. Apoi din suitorul vertical, de lîngă care se preconizează începerea abatajului, se începe excavarea prismei tri-

unghiulare. Avantajele principale ale acestui sistem de pregătire constă în aceea că excavarea pilierului inferior se execută în condiții optime, iar prin rostogolurile înclinate se poate extrage 70—75% din cantitatea de minereu înmagazinat temporar.

presat, după o monografie corespunzătoare condițiilor locale.

Înălțimea triunghiului variază în funcție de comportarea minereului la înmagazinare, de grosimea filonului pe verticală și stabilitatea culcușului și coperișului. În cazul cînd mine-

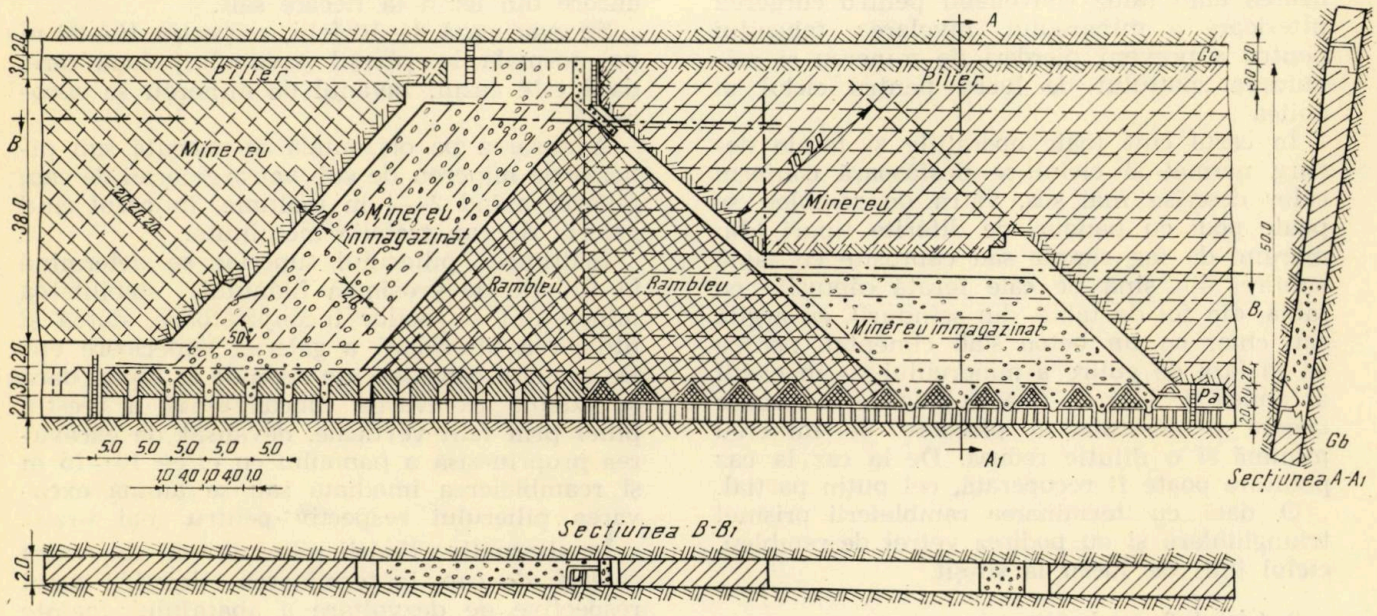


Fig. 9. Metoda de exploatare în panouri scurte, înclinate, cu înmagazinare combinată cu rambleiere (fază în ciclul al doilea de lucru):

G_b – galeria de bază; G_c – galeria de cap; R – rostogol; P_a – preabataj; G_r – gură de galerie.

2. *Ciclul 1 de lucru*

Comun celor trei variante ale metodei de exploatare examinate este formarea prismei triunghiulare (fig. 2 și 9). După excavarea preabatajului de o parte și de alta a suitorului de bază, pe o lungime de circa 10 m pe orizontală, minereul evacuîndu-se prin gurile de rostogol atît cît este necesar pentru a se putea asigura condiții de perforare a noii fîșii înclinate, se execută găuri mai lungi înspre suitor și mai scurte în partea opusă astfel ca, pe măsură ce se avansează pe verticală, să se creeze prisma triunghiulară; aceasta, văzută în proiecție ortogonală pe un plan paralel cu filonul, arată ca un triunghi isoscel — cînd se atacă ambele panouri adiacente suitorului sau ca un triunghi dreptunghic cînd se atacă un singur panou de lîngă suitor. Lungimea găurilor poate varia de la 1 la 2 m

La fiecare pușcare minereul se înmagazinează, surplusul realizat de la înfoiere evacuîndu-se prin gura de rostogol de la baza pantei care este în formare.

Panta optimă este de 42—50°, depinzînd de caracteristicile minereului.

În funcție de comportarea rocilor înconjurătoare, culcușul și coperișul se pot susține la fiecare felie cu ancore din lemn simplu sau

reul nu se aglomerează (deci permite înmagazinarea temporară), coperișul și culcușul se comportă satisfăcător (cu sau fără ancore), nu apar intercalații de steril care să ducă la diluarea sensibilă a minereului, nu apar variații deosebite ale grosimii filonului — sau aceste variații nu împiedică lucrul în continuare pe felia înclinată — înălțimea triunghiului poate merge pînă la capul superior al suitorului, respectiv pînă sub vatra galeriei de cap. De recomandat ca abatarea să se oprească atunci cînd vîrful superior al triunghiului a ajuns la 2—3 m sub vatra galeriei de cap.

De remarcat că în cursul creării prismei triunghiulare, în cazul cînd panourile atacate nu sînt deschise complet (pe patru laturi), o dată cu desfășurarea lucrărilor de abataj în triunghi se cercetează și caracteristicile vizibile ale minereului, culcușului și coperișului.

După ce s-a ajuns sub vatra galeriei de cap, se amenajează corespunzător suitorul în vederea introducerii într-un ritm continuu a materialului de rambleiere și se ancorează eventual tavanul de minereu (cele două plane înclinate); apoi se evacuează minereul înmagazinat într-un ritm rapid, fie prin toate găurile de evacuare concomitent, fie prin gura centrală, ținînd evidența cantității de minereu evacuate.

După evacuarea minereului înmagazinat, spațiul se umple cu material de rambleiere prin suitorul respectiv. Se ține evidența rambleului introdus. Cînd rambleul a ajuns aproape de baza suitorului, se supraveghează mai atent umplerea golului, urmărindu-se realizarea unui taluz convenabil pentru curgerea ulterioară a minereului, nivelarea taluzului pentru a preveni pierderi de minereu și asigurarea spațiului de lucru pentru ciclul al doilea.

În cazul cînt toate operațiile și fazele decurg normal și ciclul se desfășoară conform celor descrise mai sus, vatra de rambleu se poate podi cu panouri de diferite tipuri (din margini de fag simple sau căptușite cu tablă subțire, din șină de cale ferată căptușite cu tablă, din foi de tablă, din scînduri), cu argilă sau chiar cu un beton slab cimentat, pentru ca în faza de golire a minereului — în ciclul al doilea de lucru — să se asigure o curgere ușoară a acestuia, o pierdere de minereu minimă și o diluție redusă. De la caz la caz poditura poate fi recuperată, cel puțin parțial.

O dată cu terminarea rambleierii prismei triunghiulare și cu podirea vetrei de rambleu, ciclul întîi de lucru ia sfîrșit.

3. *Ciclul 2 de lucru*

Ciclul al doilea de lucru în abataj, respectiv continuarea excavării minereului, se poate executa în două variante:

a) prin felii înclinate (fig. 9 partea stîngă);

b) prin felii orizontale cu sens înclinat de avansare (fig. 9 partea dreaptă).

Alegerea între cele două variante se face în funcție de diverși factori menționați mai înainte. Astfel, dacă rocile înconjurătoare și însuși filonul prezintă o stabilitate mai redusă, se va alege varianta b și invers

În ciclul al doilea al abatării, după ce în prealabil s-a săpat preabatajul direcțional, orizontal, pe cel puțin 15—20 m, lucrările se succed după cum urmează:

V a r i a n t a a. După copturirea tavanului înclinat și aranjarea vetrei de rambleu, se perforează găurile perpendicular pe planul liniei de abataj, respectiv paralel cu ancorele montate în ciclul întîi pe tavanul de minereu.

Alegerea lungimii, încărcăturii și distanței dintre găuri se determină în funcție de caracteristicile geologice miniere ale filonului și rocilor înconjurătoare, parametrii stabiliți teoretic suportînd corecțiile impuse de comportarea rocilor respective, granulația obținută la pușcare, utilajul și sculele folosite, viteza de excavare necesară, organizarea și dotarea locului de muncă și a sectorului respectiv etc.

Se execută pușcarea găurilor de mină (încărcarea găurilor de mină și legarea lor la sursa de curent se face de jos în sus). Surplusul de minereu se evacuează prin rostogolul dinspre sensul de înaintare a liniei de abataj. Se coptureşte noul tavan și pereții abatajului.

În funcție de stabilitatea pe care o prezintă pereții laterali ai abatajului — culcușul și coperișul filonului — aceștia se ancorează cu ancore din lemn la fiecare salt.

Se evacuează 8—10 felii, respectiv 10—20 m pe normala la planul tavanului, după care, dacă este cazul, tavanul de minereu se ancorează.

Avansarea pe orizontală se execută sub pilierul de minereu de sub vatra galeriei de cap, pilierul avînd 2—4 m înălțime, în cazul cînd galeria de cap trebuie menținută.

Înălțimea pilierului superior se determină în funcție de grosimea filonului, stabilitatea minereului și rocilor înconjurătoare, starea și utilizarea ulterioară a galeriei superioare etc. De aceleași considerente depinde și faptul dacă se adoptă excavarea concomitentă a acestui pilier prin felii verticale, devansat de excavarea propriu-zisă a panoului cu circa 10—15 m și reambleierea imediată sau se amînă excavarea pilierului respectiv pentru mai tîrziu.

În alternativa lăsării pilierului de sub vatra galeriei de cap, la terminarea excavării zonei respective de dezvoltare a abatajului, înainte de golirea minereului, se excavează un rostogol cu două compartimente pentru rambleu în pilierul de sub galeria superioară, în vederea asigurării căii de acces pentru materialul de rambleiere în abataj, a unei noi căi de acces a personalului, precum și aerisirii mai ușoare a lucrării. Este de menționat că oxidarea minereului din pilier, care are loc pe parcursul exploatării restului panoului, necesitatea folosirii într-un grad cît mai avansat a transportului gravitațional, precum și greutățile ulterioare ce se ivesc la exploatarea pilierilor impun excavarea concomitentă sau imediată a pilierului de sub vatra galeriei de cap și, de la caz la caz, betonarea spațiului excavat.

Minereul se evacuează ca la ciclul întîi prin rostogolurile aferente noii zone excavate.

În funcție de stabilitatea tavanului și pereților ancorați, respectiv în funcție de siguranța pe care o oferă lucrul în acest gol, se curăță sau se spală vatra de rambleu, dezgolită după rularea minereului și se recuperează, în măsura posibilităților, poditura mobilă.

Se rambleiază golul ca la ciclul întîi.

După rambleierea golului, se execută un control atent al tavanului de minereu.

V a r i a n t a b. În cazul cînd condițiile de zăcămînt impun adoptarea variantei b, după rambleierea triunghiului, taluzarea rambleului și amenajarea vetrei de rambleu, se continuă preabatajul direcțional pe o lungime de circa 15—20 m. Apoi se excavează minereul în felii orizontale spre triunghi, cu găuri de 1—2 m lungime, cu pușcarea eventual pe toată felia,

pînă cînd înălțimea acestor felii ajunge la înălțimea triunghiului inițial (ciclul întîi). În cazul cînd minereul se aglomerează, surplusul rezultat prin înfoiere se evacuează prin toate rostogolurile, concomitent. Dacă minereul nu se aglomerează și eventual pereții abatajului (coperișul și culcușul) sînt foarte nestabili, surplusul de minereu se evacuează cu ajutorul unui scriper, pe orizontală, pînă la marginea taluzului natural, pe care apoi curge prin greutate proprie și se evacuează prin cel mai apropiat rostogol sau gură de evacuare. Fiecare felie astfel excavată formează, în proiecție ortogonală pe un plan paralel cu filonul, un paralelogram. Feliile orizontale se excavează pînă la 2—4 m de vatra galeriei de cap.

Este de menționat că pilierul de protecție nu poate fi excavat concomitent cu abatarea propriu-zisă (respectiv nu poate constitui o felie normală de lucru) ci excavarea feliilor se oprește sub pilier, care se excavează ulterior fazei de rambleiere din ciclul doi sau înainte de evacuarea minereului dar ultima alternativă numai cînd nu este nevoie să se mențină galeria de cap pentru circulație curentă.

Cînd faza de excavare s-a terminat, tavanul (pilierul de siguranță) se susține cu ancore montate perpendicular pe fața orizontală de minereu. Concomitent cu excavarea fiecărei felii orizontale, se susține cu ancore și fîșia înclinată ce se creează o dată cu excavarea feliei orizontale. Ancorele se montează perpendicular pe tavan. Se va avea însă în vedere ca la faza următoare de excavare găurile de mină din porțiunea ancorată să fie forate paralel cu ancorele, pentru a asigura o rupere mai ușoară.

După excavarea minereului, se sapă surplusul (rostogolul de rambleu) în pilierul de siguranță a galeriei de cap și se fac amenajările necesare asigurării rambleierii golului prismei paralelogramice realizate. Apoi se va evacua minereul înmagazinat prin toate gurile de evacuare aferente zonei excavate.

Înainte de rambleierea golului, dacă condițiile de zăcămînt și măsurile de securitate minieră permit, se poate efectua curățirea abatajului și recuperarea eventuală a poditurii de pe vatra de rambleu.

Rambleierea golului excavat prin susrupturile create (rostogolurile de rambleu excavate în pilierul de siguranță a galeriei de cap) este asigurată în proporție de 85—90% deoarece, prin curgerea rambleului, se va ajunge la un gol redus sub pilierul de siguranță, gol format prin taluzarea rambleului.

4. *Ciclul 3 de lucru*

Indiferent de varianta adoptată pentru ciclul al doilea, preabatajul direcțional se sapă concomitent cu lucrările executate în ciclul al doilea, pe o lungime de 15—20 m.

În varianta *a*, după ce se coptureşte tavanul înclinat, se amenajează vatra de rambleu (se nivelează, se asigură panta necesară, se podește sau se betonează vatra) se perforează găurile în vederea pușcării, ținînd seama de ancorele montate și de celelalte condiții locale care pot influența perforarea și pușcarea. Se evacuează surplusul de minereu prin cel mai apropiat rostogol de la baza pantei. Se repetă perforarea, pușcarea și evacuarea surplusului de minereu și eventual ancorarea pereților, pe lungimea de 10—20 m, măsurată pe normala tavanului, după care acesta se ancorează ; eventual se sapă sau se amenajează gura de alimentare pentru rambleu, se golește minereul înmagazinat, se curăță și se recuperează, dacă este cazul, poditura de pe vatra de rambleu și se rambleiază golul.

În varianta *b* lucrările decurg similar ca ordine de desfășurare a lor, deosebirea constînd în sensul de avansare a salturilor, care nu mai este direcțional pe înclinare ca la varianta *a*, ci ascendent pe înclinare.

5. *Cazuri particulare ale metodei*

a) În alternativa că în timpul evacuării minereului înmagazinat (rezultat prin aplicarea variantei *a)* se observă blocări repetate care duc la întreruperi în golirea abatajului, se recomandă instalarea unui screper în preabatajul direcțional ; la partea superioară (baza suitorului) se montează, cu două ancore, un lanț de care se fixează o rolă de întoarcere, cablul cupei lăsîndu-se pe pantă cu un troliu pneumatic și cu o greutate de formă rotundă, de 25—30 kg, cu raza de 30—40 cm, legăturile cupei și ale troliului executîndu-se în preabataj ; golirea se execută în continuare cu screperul.

Pentru a se evita asemenea cazuri, se reduc la 2/3 sau 1/2 numărul salturilor pe înclinare. De asemenea, pentru a se evita blocarea minereului, pe parcursul lucrărilor de excavare și evacuare a surplusului de minereu, după varianta *a*, evacuarea surplusului se face parțial și cu control și supraveghere atentă prin toate gurile de rostogol concomitent, pentru a se mișca minereul, evitînd astfel blocarea lui.

b) În cazul cînd tavanul, culcușul și coperișul prezintă instabilitate pronunțată, sau apar intercalații nedorite de steril, îngroșări locale mari sau efilări, ori minereul prezintă tendințe de oxidare sau este caolinos, ceea ce ar duce la blocarea minereului înmagazinat, se oprește excavarea minereului, se iau măsurile recomandate la cazul normal de desfășurare a lucrărilor (ancorarea tavanului, amenajarea suitorului pentru rambleiere etc.) și se evacuează minereul înmagazinat, după care se rambleiază golul.

În cazul efilării complete a filonului, pe o lungime mai mare, de la caz la caz, în funcție de situația geologică, se va săpa un suitor nou spre extremitatea panoului, reîncepîndu-se lucrările într-o zonă mineralizată, sau se va continua preabatajul direcțional, din care se reîncepe executarea cu felii înclinate sau felii orizontale, pînă sub nivelul inferior al efilării. Minereul se evacuează tot gravitațional, iar rambleierea se execută ca în cazul prezentat la punctul *c* de mai jos.

Dacă filonul s-a îngroșat peste 4—5 m, în care caz tavanul de minereu ar deveni nesigur chiar ancorat, se evacuează minereul, se rambleiază golul trecîndu-se la metoda de exploatare în felii orizontale și rambleu, clasică fără pierderea minereului și fără compromiterea panoului.

c) În legătură cu varianta *b*, în exploatare se mai poate ivi un caz particular, expus mai jos.

În cursul exploatării normale, în această variantă poate apărea la un moment dat o efilare, o îngroșare prea mare a filonului, apariția unei zone caolinoase sau a unei zone sterile care necesită oprirea abatajului la o înălțime oarecare a panoului și adoptarea unei alte variante a metodei de exploatare.

În această alternativă golirea minereului înmagazinat nu prezintă probleme, însă pentru efectuarea rambleierii sînt necesare măsuri suplimentare.

Astfel, sterilul pentru rambleiere poate fi adus numai prin suitorul de la care s-a început excavarea panoului. Deci trebuie pregătită o grupă de deversare a materialului de rambleiere. Cum aceasta nu poate fi montată decît la circa 1,5—2 m sub nivelul tavanului de minereu excavat după evacuarea minereului înmagazinat rambleul va curge rostogolindu-se pe vatra înclinată de rambleul pus în loc în ciclul întîi și, ajungînd repede la taluzul natural, nu va putea umple golul creat decît intervenind cu un screper. Pentru funcționarea screperului, în vederea asigurării rambleierii golului, înainte de evacuarea minereului înmagazinat se vor monta două role (una de întoarcere și una de ghidare) pentru cablul de manevră a screperului. Rola de întoarcere se montează imediat deasupra gurii de distribuție a rambleului, pe un lanț, pentru a putea fi deplasată într-o parte sau alta. Rola de ghidare se montează în unghiul obtuz format de tavanul înclinat al minereului cu tavanul orizontal al acestuia. Screperul se montează în preabataj înainte de evacuarea minereului. De asemenea, se montează și cablurile. Cupa se păstrează lîngă screper.

După ce rambleul nu mai curge singur, respectiv după ce se umple parțial golul pînă la nivelul gurii de deversare a rambleului, se pune în funcțiune screperul pentru a trage materialul de rambleiere în golul creat anterior. Înainte de a evacua minereul, se montează șicane din stîlpi și grinzi din lemn crăpat, șine etc. astfel ca să se formeze un taluz forțat al rambleului. După umplerea spațiului cu material de rambleiere șicanele se demontează, urmînd amenajarea vetrei înclinate și orizontale de rambleu (cu sau fără poditură) în vederea micșorării la minimum a pierderilor.

Conducerea screperului se poate face normal de la locul unde acesta este montat, însă prezintă premise mai favorabile telecomandarea screperului, de la un loc corespunzător amenajat, lîngă gura de deversare a rambleului.

d) Dacă lucrările de abatare se desfășoară normal și se constată că filonul, ca și rocile înconjurătoare, prezintă stabilitate suficientă, se poate trece la înmagazinare continuă, adoptînd fie modul de lucru arătat în figura 10, fie cel arătat în figura 9, partea stîngă.

Acest sistem de lucru duce imediat la obținerea unor avantaje deosebite față de metoda de exploatare cu înmagazinare clasică, cum ar fi : micșorarea volumului lucrărilor de pregătire și a pilierilor verticali ; 50% din spațiul destinat unui panou (60×50 m) este de

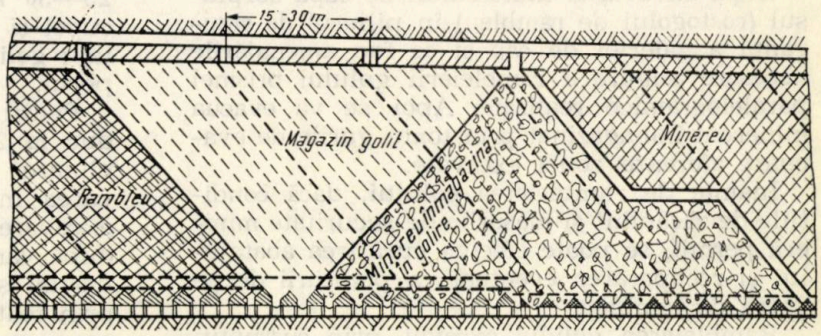


Fig. 10. Metoda de exploatare în panouri scurte, înclinate, cu înmagazinare combinată cu rambleiere (fază de trecere la înmagazinare continuă).

data aceasta susținut continuu ; volumul de minereu înmagazinat se reduce cu circa 50% ; este evitată formarea bolților, iar dacă acestea totuși se formează atunci cînd se ajunge cu felia înclinată de golire în zona boltei, aceasta se dezechilibrează imediat, deci se evită și acest gen de pierderi, care au loc deseori la metoda clasică ; de asemenea se evită formarea denivelărilor liniei de minereu înmagazinat, denivelări ce au loc la golirea zilnică a

abatajelor cu înmagazinare, care duc la dificultăți și la scăderea productivității muncii.

e) În practica exploatărilor Combinatului minier Baia Mare a fost necesar, cel puțin la început, ca aplicarea metodei să aibă loc în panouri deja pregătite și chiar exploatate în parte prin metode clasice de exploatare în felii orizontale și rambleiere.

Executarea prealabilă a preabatajului nu a îngreuiat cu nimic atacarea lucrărilor cu metoda expusă la punctul 3 a deci numai pe o parte a suitorului (de cealaltă parte abatajul fiind în lucru prin metoda cu felii orizontale și rambleu).

De asemenea, în alt caz metoda descrisă la punctul 3 a a fost adoptată la aproape jumătate din înălțimea panoului. Aici s-a înălțat excavarea pentru crearea preabatajului ; prima felie orizontală excavată a fost susținută, s-au amenajat guri de rostogol și de la un suitor amenajat pentru rambleiere s-au început lucrările de formare a prismei triunghiulare spre cealaltă extremitate a filonului.

f) Cînd condițiile de rocă impun, se pot combina variantele descrise la punctul 3 a și 3 b, după cum este arătat în figura 9.

6. *Condiții de aplicare a noii metode*

Condițiile de aplicare ale metodei de exploatare în panouri scurte, înclinate, cu înmagazinare combinată cu rambleiere, sînt acelea care de regulă impun folosirea metodelor de exploatare prin felii orizontale cu susținere și rambleiere, ori numai cu rambleiere consecutivă, sau admit eventual folosirea metodei de exploatare prin felii înclinate și rambleu ; minereul prezintă tendințe de aglomerare și de oxidare ; materialul filonian și rocile înconjurătoare au stabilitate redusă ; filoanele prezintă sinuozități care nu permit folosirea metodei de exploatare cu înmagazinare în panouri lungi ; îngroșări sau efilări locale, uneori intercalații de steril care pot fi ocolite ; înclinarea filoanelor peste 55° ; grosimea filoanelor de la 0,5—0,6 pînă la 3—4 m.

7. *Avantaje și caracteristici ale metodei*

Primul și în anumite situații poate chiar cel mai important avantaj al metodei este acela că în majoritatea condițiilor în care este obligatorie folosirea metodei de exploatare prin felii orizontale și rambleiere, noua metotă dă rezultate bune, deoarece permite obținerea unei viteze de excavare, în general mai mare decît viteza de manifestare a dezechilibrului rocilor, dezechilibru ce are loc în timpul creării golurilor și este accentuat prin viteza redusă de ascensiune.

Chiar dacă minereul este oxidabil, respectiv se aglomerează (eventual din cauza conținutului de caolină), datorită timpului scurt de înmagazinare și mișcării lui continue, nu se produc pierderi și nu au loc greutăți provenite din cauza blocării minereului stocat temporar.

Datorită lungimii mici de abataj, în majoritatea cazurilor — cel puțin în minele din regiunea minieră Baia Mare — panoul poate fi scos pînă la talpa galeriei superioare, permițîndu-se eventual lăsarea unui pilier mai subțire. Metoda folosește transportul gravitațional și nu necesită rostogoluri pentru minereu.

Datorită faptului că se lucrează pe înclinare (în ambele variante) și pentru începerea excavării panoului este necesar numai un suitor cu trei compartimente, volumul lucrărilor de deschidere și pregătire se micșorează substanțial.

Datorită faptului că rularea minereului peste rambleu are loc numai o dată la circa 15—20 m, pierderile de metal în vatra de rambleu sînt reduse de circa 10 ori. Pe de altă parte, datorită faptului că prin podire se pot reduce și mai mult, devine rentabilă amenajarea (podirea) cu oricare din materialele enumerate anterior chiar dacă nu se recuperează decît o parte din materialele ce s-ar folosi.

Lungimea sau adîncimea saltului global — pe fază — se poate regla în funcție de condițiile zăcămîntului.

Prin posibilitățile pe care le oferă capacitatea și productivitatea liniei de abataj și prin faptul că se poate lucra în două panouri conjugate metoda prezentată duce la mărirea productivității muncii în abataj și permite concentrarea producției și realizarea ei mai ritmică, pentru că elimină stagnări (așteptare după lemn de mină, bolțari și chiar material de rambleiere) caracteristice metodei clasice de exploatare prin felii orizontale și rambleiere.

Creșterea productivității muncii în abataj, la care se adaugă reducerea unui volum important de muncă, săparea unor suitori suplimentari de panou și ridicarea rostogolurilor în lemn sau bolțari din beton, micșorarea volumului specific de muncă auxiliară (activitatea de deservire) precum și concentrarea producției duc la mărirea productivității muncii pe mină și la reducerea prețului de cost.

Această metodă permite reglarea conținutului minereului extras într-o măsură mai mare decît abatajele cu înmagazinare clasice, datorită ritmului avansat de extracție.

O altă caracteristică o constituie elasticitatea metodei care constă în aceea că permite trecerea la această metodă, de la metoda de exploatare prin felii orizontale și rambleu sau de la metoda de exploatare prin felii înclinate și se poate aplica și în panouri pregătite pentru alte metode. De asemenea, în cazul cînd pe parcurs apar condiții prielnice, metoda de exploatare prin panouri scurte, cu

înmagazinare combinată cu rambleiere, permite trecerea la metode de exploatare cu înmagazinare continuă, fie în panouri scurte, fie în panouri lungi. Dimpotrivă, în cazul cînd condițiile de zăcămînt devin foarte dificile, se poate renunța la metodă fără sacrificarea unor importante stocuri de minereu și fără lucrări de pregătire suplimentare, ci numai cu unele amenajări, putînd astfel aplica, fie metoda de exploatare prin felii orizontale și rambleiere, fie metoda de exploatare prin felii înclinate.

Metoda de exploatare prezentată în articolul de față are și unele dezavantaje.

Față de metoda de exploatare cu felii orizontale și rambleu sau cu felii înclinate și rambleu, prin faptul că folosește înmagazinarea minereului — chiar temporară — imobilizează stocuri de minereu, ceea ce, deși în mult mai mică măsură decît metoda clasică cu înmagazinare, duce la o oarecare micșorare a vitezei de rotație a fondurilor de rulment.

Pe de altă parte rambleierea necesită organizarea unei surse ritmice de aprovizionare cu steril.

Datorită unor avantaje evidente, există tendința de a abuza de condițiile pe care le oferă metoda, excavîndu-se mai multe felii decît permit condițiile de zăcămînt și neglijîndu-se ancorarea sistematică a culcușului și a coperișului ceea ce duce la diluții mai mari decît acelea pe care tehnologia metodei o justifică.

8. *Rezultate obținute*

Variantele descrise la punctele 3 a și 3 b s-au experimentat începînd cu sfîrșitul anului 1964 la mai multe mine din Combinatul minier Baia Mare. Actualmente metoda este în curs de extindere la majoritatea minelor din regiune.

După cum rezultă și din tabela 1, începînd cu anul 1964, cînd s-a aplicat pentru prima dată metoda de exploatare descrisă (în condițiile descreșterii continue a ponderii metodei de exploatare cu înmagazinare), a avut loc o creștere continuă a ponderii producției realizate prin metode care folosesc transportul gravitațional.

În legătură cu datele din tabela 1 se mai pot conchide următoarele :

a) Indicele global pe combinat al extracției prin metode cu transport gravitațional (21% în 1963 și 38% în 1966) a fost influențat favorabil de creșterea corespunzătoare a extracției prin metoda de exploatare descrisă.

b) La mina *F* s-a aplicat în trecut metoda de exploatare clasică cu înmagazinare, la mai multe panouri simultan. Condițiile de zăcămînt descrise anterior nefavorabile acestei metode, au dus însă la abandonarea ei și la blocarea unei cantități importante de minereu excavat, în acele panouri care, și în momentul de față, se găsesc în faza de recuperare a minereului, prin metode foarte costisitoare. Această situație explică ponderea atît de redusă a metodelor cu transport gravitațional în anii 1965 și 1966.

c) La minele *H* și *I* indicele comentat prezenta o tendință de scădere accentuată în anii 1963—1964 ; creșterea la 35 și 51% în 1965 și primele 9 luni ale anului 1966 se datorește exclusiv aplicării în mai multe panouri de la aceste mine a metodei descrise.

Aplicarea noii metode la această exploatare a contribuit la realizarea planului anual de producție și îndeplinirea indicatorilor prețului de cost.

La minele *A* și *B* indicele respectiv se raportează față de metoda de exploatare prin felii înclinate ; creșterea ponderii metodelor gravitaționale de la 9 la 13, 21 și respectiv 47% (în anii 1964, 1965 și primele 9 luni ale anului 1966) se datorește exclusiv metodei de exploatare descrise.

Minele *D, E* și *M, N* — caracterizate prin grosimea redusă a filoanelor, prin friabilitatea minereului și instabilitatea culcușului și coperișului la unele, proporția mare de caolin în minereu la altele — realizau valori foarte mici ale indicelui discutat. Introducerea metodei de exploatare descrise a permis și la aceste exploatări realizarea unei creșteri a ponderii producției obținută prin metode cu transport gravitațional.

Mina *G*, care folosea metoda de exploatare cu înmagazinare clasică într-o proporție ridicată, prezenta valori inconstante de la an la an, ale acestui indice. Creșterea masivă a indicatorului discutat, începînd cu anul 1964, se datorește aplicării metodei de exploatare descrise.

Din cele arătate mai sus rezultă că dinamica accentuată a ponderii minereului extras prin metode de exploatare cu transport gravitațional se datorește în cea mai mare măsură introducerii metodelor de exploatare descrise, existînd premise ca valoarea acestui indicator să crească în continuare.

În tabela 2 sînt redați indicatorii tehnico-economici principali obținuți cu metoda descrisă, comparați cu cei obținuți prin metoda de exploatare prin felii orizontale și rambleiere și metoda de exploatare prin felii înclinate și rambleiere.

Concluzii

Din enumerarea și descrierea condițiilor geologice miniere care caracterizează situația rezervelor geologice și industriale ale minelor Combinatului minier Baia Mare, rezultă că, în ultimul timp s-a impus ca o necesitate vitală dirijarea eforturilor cercetătorilor, proiectanților și inginerilor din unități spre adoptarea

Tabela 2

Compararea unor indicatori tehnico-economici ai metodelor de exploatare prin felii orizontale şi rambleiere, felii înclinate şi rambleiere şi panouri scurte, înclinate, combinate cu înmagazinare.

Denumirea indicatorului	Minele A şi B		Mina D		Mina F		Mina G		Minele H şi I	
	M_{ir}	M_{ps}	M_{or}	M_{ps}	M_{or}	M_{ps}	M_{or}	M_{ps}	M_{or}	M_{ps}
Total producţie realizată prin metode comparabile, % din total	72	28	76	24	90	10	52	48	56	44
Productivitatea muncii în abataj, t/post transformate în %	100	180	100	230	100	181	100	142	100	189
Preţul de cost în abataj, lei/t transformat în %	100	80	100	41	100	79	100	68	100	80
Pierderi de metale în vatră, %	9	2	15	5	16	9	6	2	10	3—5
Diluţia minereului, %	10	3	21	16	24	15	11	6	15	5

M_{ir} — metoda de exploatare prin felii înclinate şi rambleiere
M_{ps} — metoda de exploatare în panouri scurte, înclinate, cu înmagazinare combinată cu rambleiere
M_{or} — metoda de exploatare prin felii orizontale, ascendente şi rambleiere.

unor soluţii tehnice adecvate condiţiilor de dezvoltare impetuoasă a producţiei de metale neferoase din regiune, care să satisfacă cerinţele sporite privind micşorarea pierderilor de metale, micşorarea preţului de cost, mărirea productivităţii muncii şi a producţiei, îmbunătăţirea continuă a securităţii muncii, mărirea gradului de extracţie a minereurilor (deşi în unele cazuri condiţiile de zăcământ erau defavorabile).

Printre alte realizări, metoda de exploatare în panouri scurte, înclinate, cu înmagazinare combinată cu rambleiere constituie un pas înainte în ceea ce priveşte atingerea obiectivelor de mai sus.

Metoda de exploatare în panouri scurte, înclinate, cu înmagazinare combinată cu rambleiere, a reuşit să se impună şi să se extindă şi la condiţii de zăcământ deosebit de dificile.

Eficienţa economică pe care o prezintă metoda, cumulată cu celelalte avantaje redate în tabela 2, justifică pe deplin eforturile depuse de cercetători, proiectanţi şi colectivele minelor din regiune pentru a o studia, proiecta şi aplica în producţie.

5f 4617/67
LEHORDITVA

Automatizare

Probleme ale automatizării staţiilor de evacuare a apelor din mină

Conf. ing. **N. Brădeanu**

I. Necesitatea automatizării staţiilor de evacuare a apelor de mină

Între măsurile de raţionalizare a exploatărilor miniere, automatizarea staţiilor de evacuare a apelor are un rol important.

Dintre avantajele pe care le aduce automatizarea staţiilor de evacuare, pot fi menţionate următoarele :

— scăderea costului manipulării şi supravegherii instalaţiei ;

— siguranţa în funcţionarea agregatelor, manevrele pompei mai precise, iar supravegherea instalaţiei nu mai depinde de calificarea mecanicului, excluzîndu-se manevrele greşite ;

— posibilitatea folosirii mîinii calificate recuperate în alte locuri de muncă, unde este necesară ;

— debitul pompelor alese pentru staţia de evacuare a apelor poate fi mai mic în cazul comenzii automate, deoarece se poate face o programare de funcţionare, independentă de schimbul de lucru, cu pauze mici pentru răcirea motorului ;

— volumul bazinelor de colectare a apelor poate să fie mai mic în cazul comenzii automate. Automatizarea staţiilor de evacuare a apelor cuprinde următoarele :

— automatizarea tuturor operaţiilor de la pompă care înainte erau executate manual (umplerea pompei cu apă — amorsarea ; pornirea şi oprirea motorului ; acţionarea armăturilor — ventilelor) ;

— supravegherea nivelului apei în bazinele de colectare;

— supravegherea de la distanță a funcționării pompelor privind funcționarea în gol a pompei; ridicarea inadmisibilă a temperaturii din lagărele pompei și ale motorului; ridicarea temperaturii apei din interstițiu pe partea cu presiune a pompei, independent de controlul temperaturii lagărelor; protecție automată, contra suprasolicitărilor mecanice și electrice.

Altă reglare automată nu este necesară fiindcă sarcina pompei rămîne constantă, dacă turația motorului rămîne invariabilă.

Deoarece umplerea pompei centrifugale (amorsarea) condiționează pornirea ei, se caută ca aceasta să se facă cît mai simplu pentru a nu complica schema de automatizare a instalației. În funcție de modul de umplere cu apă, există următoarele posibilități de montare a instalațiilor de pompare automatizate:

— pompă submersibilă cu motor submersibil;

— pompă verticală submersibilă cu motor vertical la suprafața apei (nescufundabil);

— pompă montată sub rezervorul colector de apă;

— pompă cu dispozitiv automat de umplere: din conducta de refulare; dintr-un rezervor special montat deasupra nivelului pompei, între aceasta și conducta de aspirare; cu pompă de vacuum.

Primele trei și ultima soluție — varianta cu rezervor special — prezintă avantajul că nu este necesară umplerea pompei cu apă la pornire, ceea ce simplifică foarte mult schema de automatizare. Celelalte soluții necesită o instalație de automatizare mai complicată.

II. Procedee de amorsare a pompelor automatizate

1. POMPĂ SUBMERSIBILĂ CU MOTOR SUBMERSIBIL

La această instalație, așa cum se vede din figura 1, atît motorul, cît și pompa sînt scufundate în apă.

Pentru siguranța în funcționare a pompei se impune echilibrarea completă a împingerii axiale. Așa cum este știut, împingerea axială se manifestă la extremitatea de aspirație a pompei și este determinată de punctul de funcționare a acesteia. Diferențele mari la împingerea axială se constată atunci cînd garniturile pompei sînt uzate și din cauza aceasta trebuie montat un lagăr axial corespunzător.

Controlul lagărelor se face prin monitoare termice.

Pentru răcirea motorului, acesta este prevăzut cu nervuri de răcire și învelit într-o manta prin care apa este aspirată de către pompă. Motorul venind mereu în contact cu apa în mișcare, răcirea lui este mai intensă, iar depunerea de săruri și mîl din apă pe carcasa lui nu este favorizată.

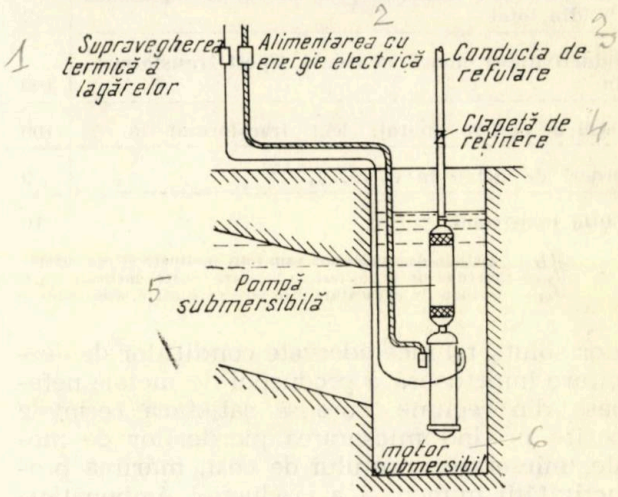


Fig. 1

În general, motoarele submersibile sînt construite pentru temperatura apei de 15°C; în multe cazuri însă apa din mină are temperaturi pînă la 25°C, uneori mai mult [3].

Pentru ca în interiorul motorului să nu poată pătrunde apa murdară din puțul de aspirație, în camera pompei deasupra motorului se găsește un rezervor cu apă distilată care este legat printr-o conductă cu motorul submersibil; presiunea apei distilate din interiorul motorului, fiind mai mare decît a apei din bazin, împiedică pătrunderea acesteia în interiorul motorului.

La o astfel de instalație este necesar ca la intervale de 3—6 luni, atît pompa, cît și motorul să fie ridicate la suprafață și curățite de depunerile de săruri și mîl; în felul acesta conductibilitatea termică a carcasei motorului și a pompei scade, putînd duce la avarii.

Din cauza construcției motorului, care este destinat în general pentru apă limpede, o astfel de instalație de evacuare a apelor de mină este destul de sensibilă; totuși la mina Carolus Magnus de lîngă Aachen există o astfel de instalație în funcție din anul 1956, cu rezultate bune [1].

Avantajele pentru automatizare ale unei astfel de instalații sînt următoarele:

— amorsare automată obținută în mod simplu, fără nici un dispozitiv special;

— spațiul necesar pentru camera pompelor este mai mic decît în cazul folosirii pompelor orizontale;

— răcire bună a motoarelor pompelor, fără să încălzească aerul atmosferic al minei;

— schemă mai simplă de automatizare, lipsind dispozitivul de amorsare ;

— prețul de procurare a utilajului mai redus.

Dezavantaje :

— datorită apei acide și impure din mină, izolația motorului poate fi distrusă în timp relativ scurt, dacă nu se iau măsuri de protecție așa cum s-a arătat (rezervor cu apă distilată, montat deasupra motorului) ;

— posibilitatea de coroziune a pompei și a carcasei motorului datorită acidității apei și a carbonaților din ea ;

— necesitatea curățirii carcasei pompei și motorului de depuneri din apă la intervale de 3 pînă la 6 luni ;

— posibilitatea supraîncălzirii motorului în cazul cînd prin depuneri de săruri pe carcasa motorului conductibilitatea termică a acestuia scade.

2. POMPĂ VERTICALĂ SUBMERSIBILĂ CU MOTOR VERTICAL LA SUPRAFAȚĂ (NESCUFUNDABIL).

Astfel de instalații (însă cu debite mici) funcționează de cîteva decenii cu rezultate bune [1]. În Republica Federală Germană funcționează mulțumitor o astfel de instalație la mina Diergardt — Mevissen avînd o pompă cu un debit de 3 m³/min și o înălțime de refulare de 400 m [3].

La instalații de acest tip, așa cum se vede în figura 2, motorul este cuplat direct printr-un ax vertical cu pompa scufudată în apă.

Motoarele pompelor sînt răcite pentru a nu încălzi aerul atmosferic al minei, acolo unde condițiile de climă impun această.

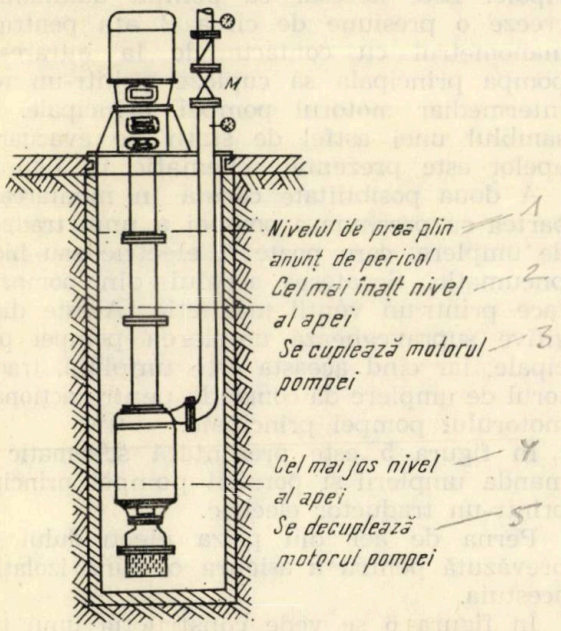


Fig. 2

Avantajele unor astfel de stații automatizate de evacuare a apelor din mină sînt :

— amorsare automată simplă, obținută fără nici-un fel de dispozitiv special ;

— spațiul necesar pentru camera pompelor, mai mic decît în cazul folosirii pompelor orizontale ;

— schemă simplă de automatizare, lipsind dispozitivul de amorsare ;

— motorul, nefiind scufundat în apă de mină, durabilitatea sa este mai mare decît în cazul folosirii motorului scufundat, iar executarea reviziilor este mai ușoară.

Dezavantaje :

— posibilitatea de coroziune a pompei ;

— limitarea debitului și a înălțimii de refulare la pompe, (în stadiul actual al construcției pompelor).

3. POMPĂ MONTATĂ SUB BAZINUL DE COLECTARE A APELOR

Astfel de instalații de evacuare a apelor sînt frecvent folosite în U.R.S.S. și se întîlnesc mai rar în minele din alte țări. În această situație

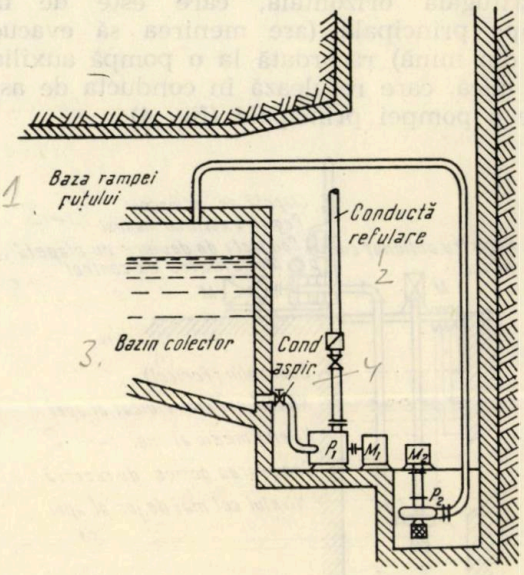


Fig. 3

(fig. 3), atît pompa, cît și motorul sînt montate sub nivelul apei din bazinele de colectare, așa că umplerea pompei cu apă se face în felul acesta automat.

Este necesar ca apa din bazine să fie cît mai limpezită, putîndu-se adăuga în acest scop chimicale pentru depunerea particulelor ce se găsesc în suspensie în apă, operație care s-a făcut cu succes în bazinul minier Baia Mare și în unele mine din Republica Federală Germană.

Avantajele unor astfel de instalații de evacuare a apelor sînt :

— amorsare automată simplă, obținută fără nici-un dispozitiv special ;

— schemă simplă de automatizare, lipsind dispozitivul de amorsare.

Dezavantaje :

— este necesară, în afară de pompa principală, o pompă mică pentru evacuarea apei care se adună în camera pompelor, datorită neetanșeităților sau de la dispozitivul de echilibrare a împingerii axiale (dacă acesta este un disc de descărcare) ;

— schimbarea agregatelor sau a unor părți a lor se face mai greu, deoarece camera pompelor se găsește sub nivelul rampei puțului ;

— pericolul inundării camerei pompei este mult mai mare decît la instalațiile obișnuite care, în mod normal, se plasează cu 50 cm mai sus decît baza rampei puțului.

De fapt din cauza ultimului dezavantaj această soluție de montare a pompelor este rar întîlnită în exploatările miniere.

4. POMPĂ PRINCIPALĂ ALIMENTATĂ DE O POMPĂ AUXILIARĂ

Această instalație constă dintr-o pompă centrifugală orizontală, care este de fapt pompa principală (are menirea să evacueze apa din mină) racordată la o pompă auxiliară mai mică, care refulează în conducta de aspirație a pompei principale (fig. 4).

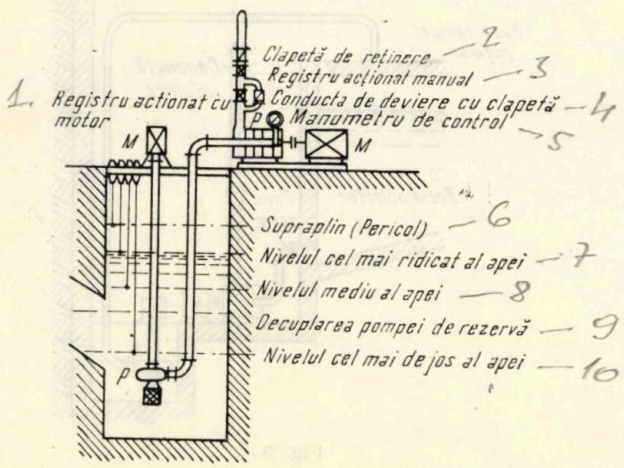


Fig. 4

Pompa principală este așezată normal în camera pompelor, iar pompa auxiliară este scufundată în puțul de aspirație și cuplată printr-un ax vertical cu motorul ei de acționare, montat în camera pompelor. Axa pompei auxiliare poate ajunge pînă la o lungime de 22 m, ceea ce dă posibilitatea ca să se amplaseze camera pompelor la o înălțime de 5—6 m deasupra rampei puțului.

Datorită pierderilor de debit în pompa principală, pompa auxiliară trebuie să aibă un debit cu 10—20% mai mare decît pompa principală, iar înălțimea de refulare a acesteia este în mod obișnuit de 20—30 m coloană de apă. Prin sistemul de comandă cu electrozi, plasați în bazinul de colectare, pompa auxiliară este pusă în funcție atunci cînd nivelul apei în puțul de aspirație a atins o anumită limită, iar după umplerea pompei principale aceasta se cuplează automat.

Supravegherea umplerii pompei principale se poate face, fie printr-un releu de presiune

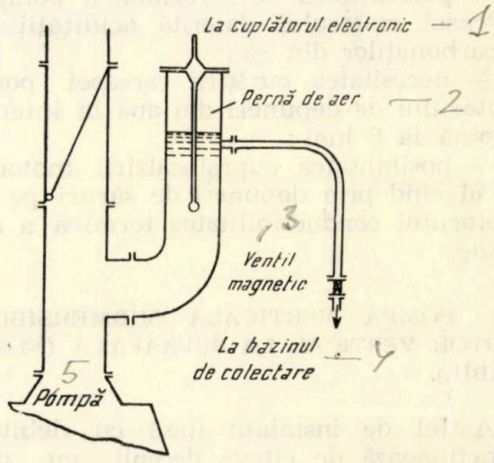


Fig. 5

direct la intrarea în pompa principală, fie printr-un monitor cu electrod sau hidropneumatic montat la extremitatea de refulare a pompei.

Supravegherea presiunii printr-un manometru de contact pe partea de aspirație a pompei a dat rezultate bune și prezintă suficientă siguranță după experiența de pînă acum, pentru a asigura pornirea pompei principale. Este necesar ca pompa auxiliară să creeze o presiune de circa 2 ata pentru ca manometrul cu contacte de la intrarea în pompa principală să cupleze printr-un releu intermediar motorul pompei principale. Ansamblul unei astfel de stații de evacuare a apelor este prezentat schematic în figura 4.

A doua posibilitate constă în montarea pe partea cu presiune a pompei a unui traductor de umplere, care poate fi electric sau hidropneumatic. Scoaterea aerului din pompă se face printr-un ventil magnetic. Aceste dispozitive supraveghează umplerea pompei principale, iar cînd aceasta este umplută, traductorul de umplere dă comanda pentru acționarea motorului pompei principale.

În figura 5 este prezentată schematic comanda umplerii și pornirii pompei principale printr-un traductor electric.

Perna de aer din priza electrodului este prevăzută pentru a asigura o bună izolație a acestuia.

În figura 6 se vede construcția unui tractor de umplere cu plutitor.

Literatura de specialitate [1] recomandă ca la pompe automatizate de mare putere și mare înălțime de refulare să se aibă în vedere reglarea pornirii pompei, adică pompa principală să pornească cu ventilul de reținere închis și acesta să se deschidă în mod treptat prin intermediul unui motor, pentru ca motorul pompei principale să nu fie suprasolicitat. Aceeași sursă, pentru pompe automati-

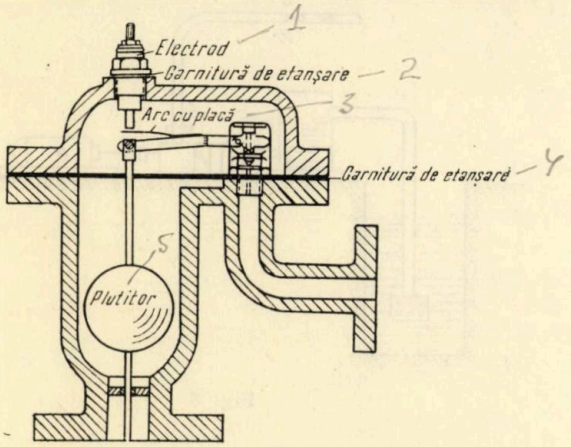


Fig. 6

zate de putere mică și medie și pentru înălțimi de refulare relativ mici, dînd exemple din practica Uniunii Sovietice, menționează că pompele nu au nevoie de reglarea pornirii, adică pot porni fără ventil de reținere.

Nu este absolută nevoie ca pompa auxiliară să fie scufundată în apă, ea putînd fi montată și la nivelul pompelor principale.

Este de remarcat că măsurătorile făcute la instalații de evacuare a apelor din mină cu pompe principale alimentate de pompe auxiliare au arătat că randamentul total al pompelor (celei principale și auxiliare) η_t este mai mare decît randamentul η pe care l-ar avea pompa principală dacă ar aspira singură apa, adică $\eta_t = \eta_1 \eta_2 > \eta$ unde η_1 este randamentul pompei principale și η_2 — randamentul pompei auxiliare. Îmbunătățirea randamentului se cifrează la 2—3%, ceea ce, la consumul anual de energie electrică, poate aduce economii apreciabile la exploatările unde sînt folosite astfel de instalații.

În plus, în aceste situații nu mai apare fenomenul de cavitație.

Avantajele unei astfel de instalații de evacuare a apelor sînt :

— posibilitatea unei automatizări simple și sigure pentru instalațiile mari de evacuare a apelor, unde este necesară reglarea pornirii pompei principale ;

— prin folosirea pompei auxiliare se evită fenomenul cavitației la pompa principală, ceea ce îi mărește durabilitatea ;

— randamentul total al instalației este mai mare decît cel al pompei principale pentru cazul cînd aceasta ar aspira direct ;

— există posibilitatea ca pompa principală să fie montată deasupra rampei puțului, evitîndu-se astfel pericolul de inundare a camerei pompei ;

— imită cel mai fidel toate manevrele făcute manual de către mecanicul pompei.

Dezavantaje :

— schema de automatizare mai complicată decît la pompele submersibile ;

— costul utilajelor este mai mare decît la instalațiile descrise mai sus, fiind necesară pompa auxiliară și motorul său ;

— camera pompelor și puțurile de aspirație trebuie să fie mai mari decît la pompele submersibile.

5. POMPE CU DISPOZITIV AUTOMAT DE UMPLERE

a. *Pompe cu umplere din conducta de refulare*

O astfel de instalație constă dintr-o pompă orizontală care, în conducta de aspirare, pe lîngă clapeta normală de reținere mai are și o clapetă de suprapresiune ce are menirea de a proteja, în timpul umplerii, sorbul și clapeta normală de presiunea din conducta de refulare.

Conducta de refulare are un tub de ocolire *t* (fig. 7) în care este montat un ventil magnetic, iar la capătul de refulare a pompei este montat un traductor de umplere.

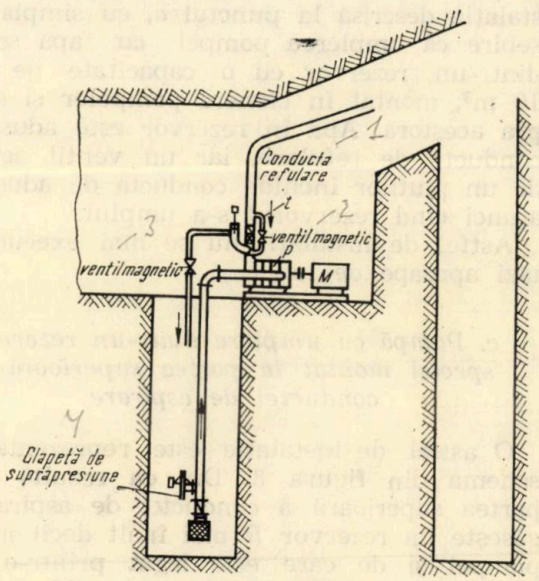


Fig. 7

Atunci cînd apa în bazin atinge un nivel, prin intermediul unei sonde (electrod) se închide un circuit care deschide ventilul magnetic din tubul de ocolire *t*, și apa pătrunde în pompă și în conducta de aspirare. Umplerea

pompei este supraveghiată de traductorul de umplere care permite și evacuarea aerului din pompă. Cînd operația de umplere s-a terminat traductorul cuplează motorul de acționare a pompei și închide ventilele magnetice din conducta de ocolire și din conducta de evacuare a aerului din pompă. Avantajele acestei automatizări sînt :

— simplitatea și posibilitatea automatizării instalațiilor de evacuare a apelor în funcțiune, fără să fie necesare transformări importante ;

— costul utilajului folosit este mai mic decît la instalațiile cu pompă principală alimentată de pompă auxiliară ;

— ușurează automatizarea stațiilor vechi de evacuare a apelor.

Dezavantaje :

— prezența supapei de reținere și de suprapresiune în conducta de aspirație reduce siguranța în funcționare deoarece practica a dovedit că aceste supape sînt sursa celor mai frecvente defecțiuni ;

— umplerea este posibilă numai cînd există apă în conducta de refulare, altfel trebuie să se facă manual ;

— fiind folosite pompe orizontale, camera pompelor este mai mare decît la pompele submersibile.

b. *Pompă cu umplere dintr-un rezervor montat deasupra ei*

O astfel de instalație, din punctul de vedere al automatizării, seamănă foarte mult cu instalația descrisă la punctul *a*, cu simpla deosebire că umplerea pompei cu apă se face dintr-un rezervor cu o capacitate de circa 10 m³, montat în camera pompelor și deasupra acestora. Apa în rezervor este adusă din conducta de refulare, iar un ventil acționat de un plutitor închide conducta de aducțiune atunci cînd rezervorul s-a umplut.

Astfel de instalații nu se mai execută astăzi aproape de loc.

c. *Pompă cu umplere dintr-un rezervor special montat la partea superioară a conductei de aspirare*

O astfel de instalație este reprezentată în schema din figura 8. Din ea rezultă că la partea superioară a conductei de aspirare se găsește un rezervor *R* mai înalt decît nivelul pompei și de care este legat printr-o conductă scurtă. Ventilul de reținere V_r a pompei se montează la o anumită distanță de acesta, în așa fel ca volumul conductei de la pompă pînă la ventilul de reținere (traseul *AC* din fig. 8) să fie mai mare decît volumul rezervorului, adică volumul necesar creării depresiunii în conducta de aspirare, altfel sub clapa de reținere este necesară montarea unui tub cu diametrul mic pentru evacuarea aerului.

Cînd pompa nu funcționează, apa din traseul de conductă *AC* umple pompa și rezervorul de apă, iar cînd pompa funcționează, apa din rezervor trece în conducta de refulare. Depresiunea din rezervorul pompei face ca apa din bazinul de colectare, asupra căreia

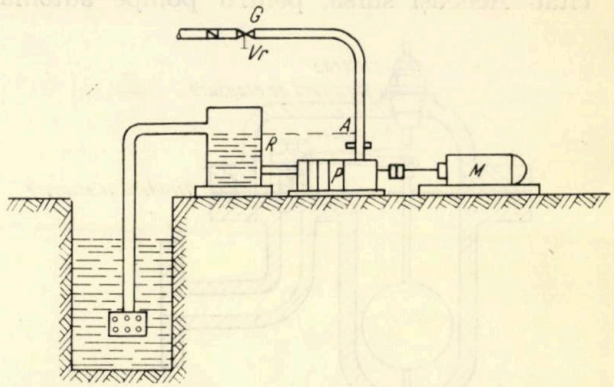


Fig. 8

acționează presiunea atmosferică, să intre în rezervorul pompei și de acolo în pompă și pe conducta de refulare.

Din punctul de vedere al amorsării pompei, această instalație seamănă foarte mult cu instalațiile montate sub nivelul bazinelor de colectare, deoarece în volum mai mic, rezervorul pompei ca poziție ține locul acestor bazine.

Cu o astfel de instalație s-au făcut încercări și la noi în țară la mina Herja, aparținînd Combinatului minier Baia Mare, iar rezultatele obținute au fost satisfăcătoare.

La înălțimi de refulare mai mari de 300 m, este obligatorie montarea ventilului de reținere în conducta de refulare.

Avantajele acestei automatizări sînt :

— obținerea pe cale simplă a umplerii pompei ;

— simplitatea schemei de automatizare.

Dezavantajele :

— din cauza rezervorului, dimensiunile camerei pompei sînt mai mari decît la celelalte instalații ;

— siguranța mai mică în funcționare, în caz de defectare a clapetei de reținere din conducta de aspirare ;

— reglarea pornirii este mai greoaie, deoarece ventilul de reținere se găsește departe de pompă, însă este o soluție adecvată pentru pompe de putere și înălțime de refulare medie.

O variantă a acestei instalații ar fi un rezervor împărțit în două : partea superioară a acestuia (pentru presiune înaltă) ar fi legată cu conducta de refulare, iar partea inferioară — cu conducta de aspirare. Această soluție

nu se mai folosește datorită faptului că cere un volum prea mare pentru rezervor și complică construcția lui.

d. *Pompă cu umplere prin pompă cu vid*

În partea superioară a pompei principale se racordează conducta de aspirație a pompei de vid. Fiind aspirat aerul din pompa principală și din conducta ei de aspirare, apa umple acest spațiu și cînd a atins un anumit nivel în pompa centrifugală, prin intermediul unui traductor de umplere se dă comanda de pornire a motorului agregatului principal și de oprire a motorului pompei de vid.

Acest procedeu de automatizare este foarte rar folosit, deoarece prezintă nesiguranță în funcționare, instalația trebuind să aibă o etanșeitate foarte bună, iar pompa de vid trebuie să aibă o funcționare perfectă, ceea ce se realizează destul de greu în condiții de mină.

În concluzie, se poate spune că pentru automatizarea pompelor de orice mărime se pot folosi, cu bune rezultate, după experința de pînă acum, instalațiile la care pompa principală este alimentată de o pompă auxiliară.

Pentru pompe mai mici, se pot folosi instalațiile cu pompe submersibile, iar unde apa este corosivă, se recomandă mai degrabă pompe cu rezervor la extremitatea superioară a conductei de aspirare.

III. Autocontrolul și supravegherea funcționării pompei

În decursul funcționării pompei este foarte important controlul nivelului apei din bazinele de colectare și care se poate face cel mai bine cu ajutorul unor sonde care de altfel, sînt niște electrozi (fig. 9).

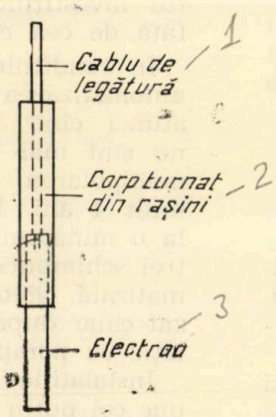


Fig. 9

În fiecare puț de aspirare se găsesc patru electrozi suspendați și anume :

— electrodul cel mai de jos, ajungînd chiar deasupra sorbului. Cînd apa atinge acest nivel, pompa se decuplează ;

— electrodul al doilea care ajunge la mijlocul nivelului apei, adică la mijlocul distanței dintre nivelul cel mai ridicat și cel mai de jos al apei. Cînd apa ajunge aici, se decuplează pompa de rezervă. Acest electrod nu-i însă absolut necesar, decît în cazul bazinelor mici de colectare a apelor ;

— al treilea electrod, montat la nivelul apropiat de limita superioară a bazinului de colectare, indicînd umplerea acestuia ; cînd apa atinge acest nivel pompa se decuplează ;

— al patrulea electrod, montat la nivelul cel mai de sus al bazinului. La acest nivel pe lîngă pompa în funcție se cuplează și pompa de rezervă pentru a se evita inundarea minei.

Pe lîngă controlul nivelului apei, este deosebit de important *controlul funcționării pompei.* În acest scop este necesar să fie urmăriți cel puțin următorii parametri :

— supravegherea contra funcționării în gol a pompei ;

— supravegherea contra ridicării inadmisibile a temperaturii din lagărele pompei și ale motorului ;

— supravegherea contra ridicării inadmisibile a temperaturii apei din interstiții pe partea cu presiune a pompei, independent de controlul temperaturii lagărelor ;

— supravegherea contra întreruperii curentului de apă din conducta de aspirație.

Fiecare din acești parametri pot fi supraveghiați prin mai multe procedee. În cele ce urmează se vor arăta pe baza experienței din străinătate, procedeele cele mai uzuale.

1) Funcționarea în gol a unei pompe orizontale duce la distrugerea ei, deoarece în acest caz dispozitivul hidraulic de echilibrare a împingerii axiale nu acționează. La pompele cu comandă manuală această avarie este de temut deoarece ea nu este observată decît tîrziu de către mecanic.

Soluția cea mai sigură și mai simplă a supravegherii este aceea cu electrod în conducta de aspirație. Aceasta indică imediat lipsa apei din corpul pompei. Suplimentar poate fi utilizat și releul de sarcină efectivă în circuitul motorului deoarece la funcționarea în gol a pompei sarcina efectivă a motorului scade cu circa 50%. La reglarea corespunzătoare a releului, acesta indică funcționarea anormală a pompei.

2) Supravegherea automată a temperaturilor din lagăre a necesitat ani de cercetări pînă s-au găsit traductoare de temperatură simple, robuste și sigure.

Termocontactele bimetalice capsulate (fig. 10) etanșe față de apă și praf cu o precizie de $\pm 5^{\circ}$ C s-au dovedit a fi foarte bune.

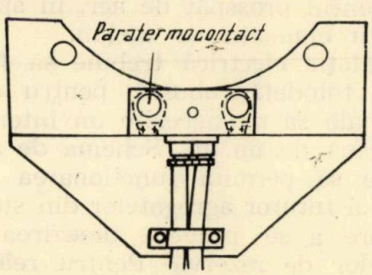


Fig. 10

3) Autocontrolul temperaturii apei din interstițiul dinspre partea cu presiune a pompei (spre conducta de refulare) este important prin faptul că nu permite o creștere prea mare a temperaturii, care ar duce la o suprasolicitare a lagărului dinspre acea parte a pompei.

Temperatura de funcționare normală a lagărului este de 25° C. Îndată ce temperatura s-a ridicat la 35° C, cele două termocontacte din bimetal montate în conducta de evacuare a apei din interstițiu, indică acest lucru. Prin aceasta se realizează un dublu control al temperaturii lagărelor.

4) Controlul automat al întreruperii curentului de apă de pe partea de aspirație a pompei se face cu ajutorul unui monitor (detector) de debit, soluție care a fost găsită ca cea mai comodă și mai sigură.

Toate aceste dispozitive automate de supraveghere a funcționării pompelor, duc la închiderea ventilului principal mai întîi, abia după aceea oprindu-se motorul pompei, pentru a se evita loviturile de berbec în conducta de refulare a apei.

Este natural că toate deranjamentele de funcționare a pompelor trebuie să fie anunțate. Locul cel mai potrivit pentru anunțarea deranjamentelor de la stațiile de evacuare a apelor este serviciul de dispecerat al minei.

Dispecerul trebuie să știe numai dacă mașinile stau pe comandă automată sau manuală, dacă mașinile merg sau nu, dacă există tensiune la aparatele de comandă, dacă nivelul apei a atins nivelul superior din bazin și, în sfîrșit, dacă există vreun deranjament la instalația de pompe ceea ce poate fi anunțat printr-un claxon. La o instalație de evacuare automatizată, din Republica Federală Germană, s-a montat dispozitivul de cuplare de la distanță pentru a mări siguranța de funcționare a instalațiilor. În acest scop s-a folosit un cablu cu 12 conductori, lung de 7 km, cît era distanța de la camera pompelor pînă la dispeceratul de la zi [2].

IV. **Condițiile tehnico-economice de automatizare**

Amplasamentul stațiilor de evacuare a apelor din mină trebuie făcut, pe cît posibil, în curentul proaspăt de aer, în special în minele cu emanații de metan.

Instalația electrică trebuie să fie simplă și să fie totodată robustă, pentru ca o revizie principală să nu necesite un interval de timp mai scurt de un an. Schema de automatizare trebuie să permită funcționarea ciclică-alternativă a tuturor agregatelor din stația de pompe spre a se preveni umezirea motoarelor pompelor de rezervă. Pentru realizarea unui înalt grad de siguranță în funcționarea instalației, este necesar ca toate contactele electrice mobile să aibă o durabilitate de cel puțin 10^6 cuplări sub sarcină. Pentru celelalte elemente mecanice mobile componente ale instalației, este de asemenea cerută o durabilitate corespunzătoare.

Cuplarea cu relee cu contacte obișnuite s-a dovedit a fi bună, deși instalația amintită are circa 350 de contacte mobile în cazul unei stații automatizate de evacuarea a apelor cu două pompe orizontale, alimentate de pompe auxiliare.

Pe baza experienței din străinătate se poate recomanda automatizarea cu aparatură fără contacte și prin aceasta numărul contactelor mobile scade de la circa 350 la circa 50, iar costul automatizării cu aparatură statică este numai cu circa 20% mai mare față de comanda cu relee [2].

În ceea ce privește economicitatea automatizării stațiilor de evacuarea a apelor, este cunoscut că pe durata exploatării, costul unei instalații automatizate trebuie să fie mai mic decît a uneia cu comandă manuală, pentru ca automatizarea să fie rentabilă.

O instalație automatizată de evacuare a apelor necesită în plus față de una cu comandă manuală următoarele : pompa auxiliară (de amorsare) cu motorul, registrul hidraulic, costul releelor de automatizare, conducte suplimentare, cablul electric, cheltuieli mai mari de montare. Prețul de cost al instalației automatizate fiind mai mare decît al celei cu comandă manuală, pentru reducerea prețului de cost pe m^3 de apă evacuată, este absolut necesar să scadă prețul de cost al manipulării și întreținerii, prin desființarea posturilor de manipulator de pompă și prin revizii mai rare. Această scădere a prețului de cost trebuie să acopere diferența dintre costul investițiilor în cazul stației automatizate față de cea cu comandă manuală.

În condițiile de azi, se consideră rentabilă automatizarea stațiilor de evacuare a apelor atunci cînd investițiile pentru automatizare nu sînt mai mari decît economiile făcute la manipularea și întreținerea în timp de cel mult 4 ani. În Republica Federală Germană la o mină unde evacuarea apelor se făcea în trei schimburi cu o pompă scufundabilă automatizată, amortizarea automatizării s-a realizat chiar după jumătate de an, iar la o instalație cu pompa orizontală — după un an.

Instalațiile vechi care mai rămîn în funcțiune cel puțin 5 ani, pot fi automatizate, recomandîndu-se pompe scufundabile, iar pentru instalațiile care vor funcționa cel puțin 10 ani, se poate recomanda montarea pompelor orizontale, alimentate de pompe auxiliare.

În concluzie, se poate spune că automatizarea stațiilor de evacuare a apelor a dat rezultate bune. Multe deranjamente mari pot

fi evitate prin controlul automat al funcționării pompelor și nu se pot evita decît greu prin controlul senzorial făcut de om.

BIBLIOGRAFIE

[1] Schlebusch, L. *Fernbedienung, Fernüberwachung und Automatisierung von Pumpenanlagen grösserer und grosser Leistung.* Glückauf, 26 apr. 1961.

[2] Hartmann, G. și Guillaume, F. *Die Automatisierung der Hauptwasserhaltung auf Saargrube Reden.* Glückauf, 24 oct., 1962.

[3] Lehmann, F. și Petri, M. *Automatische Wasserhaltungen der Essener Steinkohlenbergwerke Aktiengeselschaft.* Glückauf, 14 apr., 1965.

[4] Pak, V. S. și Gheier, V. G. *Instalații de aeraj și de evacuare a apelor.* (Trad. din l. rusă), Ed. tehnică, București, 1954.

T f 5227/67
FORDITVA

PROTECȚIA MUNCII ȘI TEHNICA SECURITĂȚII

Considerații privind protecția împotriva electrocutării prin utilizarea releelor de scurgere

Ing. A. Manea

Paralel cu creșterea numărului de utilaje miniere acționate electric și cu extinderea rețelelor electrice, trebuie perfecționate și metodele de protecție împotriva pericolelor ce le poate produce utilizarea energiei electrice în mine : pericolul de explozie (în minele cu degajări de metan), de incendiu și de electrocutare.

Cauzele electrocutărilor pot fi grupate în următoarele categorii principale :

— electrocutări prin atingerea unor elemente metalice ale instalațiilor sau echipamentelor electrice, elemente care în mod normal nu sînt sub tensiune, dar care pot ajunge accidental sub tensiune datorită unui defect de instalație a părților sub tensiune (electrocutări prin atingere indirectă) ;

— electrocutări prin atingerea directă a conductoarelor de curent datorită izolării necorespunzătoare, așezării nereglamentare, lucrărilor de reparații sub tensiune (electrocutări prin atingere directă) ;

— electrocutări prin tensiunea de pas.

Legarea la pămînt a tuturor părților metalice ale unei instalații electrice care în mod normal nu se află sub tensiune, dar care ar putea ajunge sub tensiune în cazul unor defecte de izolație, constituie un mijloc important de protecție împotriva electrocutării prin atingerea indirectă, eficace în cazul rețelelor electrice trifazate cu neutrul izolat, la un defect de izolație pe una din faze. Acțiunea protectoare a circuitului de legare la pămînt a utilajelor se datorește faptului că în cazul unui defect de izolație a unei faze, tensiunea față de pămînt a fazei defecte, deci și a utilajului cu defect de izolație, se micșorează cu atît mai mult cu cît rezistența circuitului de legare la pămînt este mai mică, astfel încît pentru o anumită valoare a acestei rezistențe tensiunea de atingere scade la o valoare nepericuloasă.

În cazul existenței unor defecte de izolație pe două faze ale rețelei, protecția prin legarea la pămînt nu este eficace, deoarece tensiunile de atingere nu pot fi micșorate pînă la valori nepericuloase. Protecția în acest caz ar trebui să revină releelor electromagnetice și termice ale întreruptoarelor, dar acționarea acestora nu este sigură, deoarece intensitatea curentului de defect poate avea valori inferioare acelei necesare funcționării protecției maximale sau termice. Protecția menționată este complet ineficace în cazul atingerii de către om a unei piese ce se află în mod normal sub tensiune [5].

O etapă nouă în evoluția mijloacelor de protecție împotriva electrocutării a început o dată cu folosirea în rețelele electrice miniere a aparatelor pentru controlul permanent al rezistenței izolației. În prima etapă aceste aparate permiteau numai cunoașterea în orice moment a stării izolației rețelei. Apoi ele au fost folosite pentru darea unui semnal optic sau acustic, îndată ce rezistența de izolație scădea sub o anumită limită.

O îmbunătățire esențială a protecției împotriva electrocutării s-a produs atunci cînd aparatele pentru controlul izolației au fost prevăzute cu relee care să comande declanșarea întrerupătorului rețelei îndată ce a apărut un defect de

izolație care ar putea prejudicia securitatea personalului. Protecția realizată cu ajutorul releelor de scurgere trebuie să devină protecția de bază împotriva electrocutării, deoarece ea acționează atît în cazul defectării izolației unei faze, cît și la atingerea directă de către om a unei faze a rețelei, dacă rezistența față de pămînt scade sub valoarea de acționare a protecției [1], [2], [3], [6], [8].

Pentru aplicarea corectă a metodelor de protecție împotriva electrocutării este necesară cunoașterea condițiilor în care un defect de izolație cauzează curenți de scurgere periculoși și dependența acestora de rezistența și capacitatea față de pămînt a rețelei.

Criterii privind protecția împotriva electrocutării în cazul atingerii de către om a unei faze a rețelei

În cazul atingerii directe de către om a unei faze a sistemului trifazat cu neutrul izolat (fig. 1), prin corpul omului va trece un curent I_h a cărui mărime este determinată de tensiunea U_1 și parametrii rețelei g, C și de rezistența de trecere a corpului R_h. Mărimea acestui curent poate fi calculată cu relația:

$$I_h = 3\,U_1 \sqrt{\frac{g^2 + \omega^2 C^2}{(1 + 3g\,R_h)^2 + (3\omega\,C R_h)^2}}. \qquad (1)$$

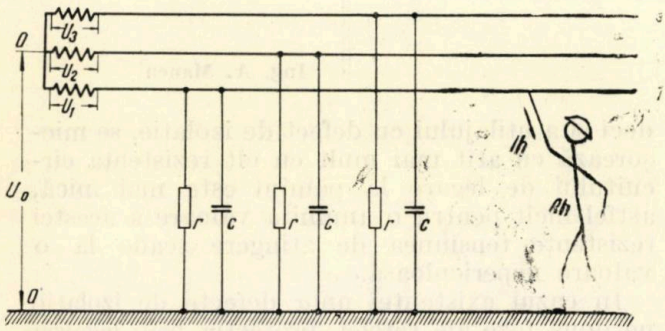


Fig. 1

În diagrama din figura 2 este reprezentată dependența $I_h = f(R_h)$ pentru capacitățile față de pămînt ale rețelei $C = 0{,}2$; 0,5; 1,5 și 2 μF/fază, rezistența de izolație fiind considerată $r = 100$ și 10 kohm/fază.

Examinînd diagrama din figura 2, construită pentru tensiunea $U_1 = 220$ V, se constată că curentul de scurgere I_h are valori mari pentru valori mici ale rezistenței de trecere R_h și pentru valori mari ale capacității fazelor față de pămînt. Pentru rezistențe R_h mici, de exemplu $R_h = 1\,000$ ohm, mărimea curentului de scurgere este mult influențată de mărimea capacității fazelor. Astfel, în cazul rezistenței de izolație $r = 10$ kohm/fază, la o capacitate $C = 0{,}2$ μF/fază, curentul are valoarea $I_h = 59$ mA, iar pentru $C = 2$ μF/fază, $I_h = 183$ mA. În cazul rezistențelor de trecere mai mari, de exemplu $R_h = 8$ kohm, curentul de scurgere prin corp depinde în mai mică măsură de capacitate și are valorile pentru: $C = 0{,}2$ μF/fază, $I_h = 21$ mA, iar pentru $C = 2$ μF/fază, $I_h = 27$ mA.

Diagramele din figura 2 pun în evidență și influența rezistenței de izolație a rețelei asupra curentului de scurgere. Se constată că cele două curbe corespunzătoare unei anumite capacități, trasate pentru $r' = 100$ kohm/fază și $r'' = 10$ kohm/fază, se intersectează într-un punct. Pentru rezistența de trecere R_h corespunzătoare acestui punct, curentul de scurgere în cazul

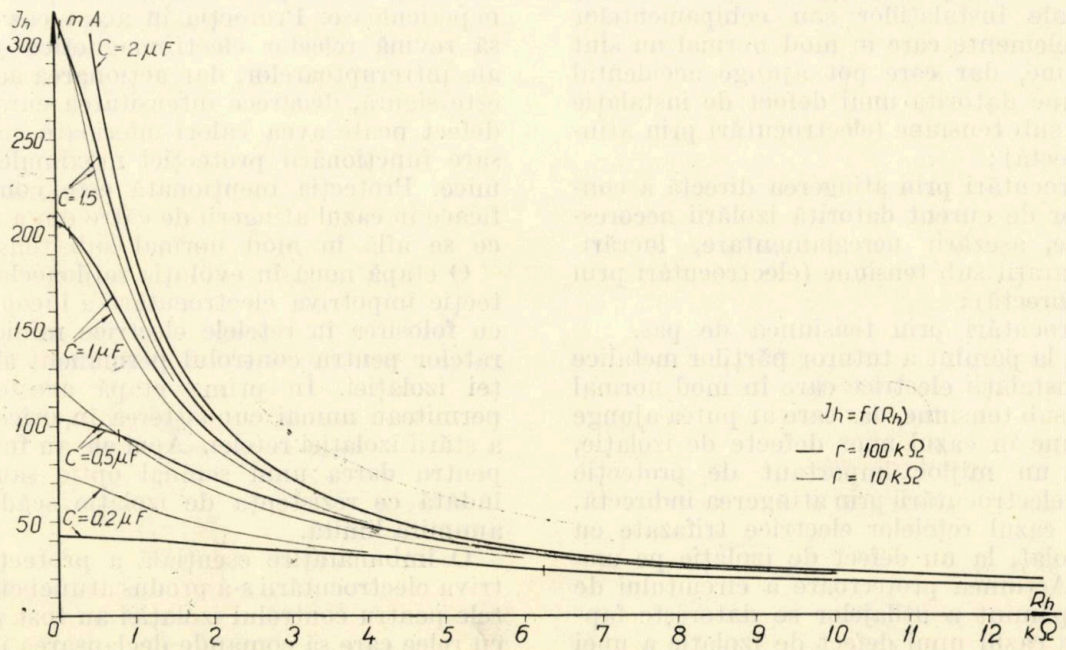


Fig. 2

rezistenței de izolație $r' = 100$ kohm/fază este egal cu curentul ce ar trece prin aceeași rezistență R_h pentru valoarea $r'' = 10$ kohm/fază. Valoarea corespunzătoare a rezistenței R_h se obține egalînd expresiile curenților de scurgere [1] scrise pentru g' = respectiv g'' :

$$I_h = 3\,U_1\sqrt{\frac{g'^2+\omega^2C^2}{(1+3g'R_h)^2+(3\omega CR_h)^2}} = \\ = 3\,U_1\sqrt{\frac{g''^2+\omega^2C^2}{(1+3g''R_h)^2+(3\omega CR_h)^2}}. \quad (2)$$

Din egalitatea (2) se obține :

$$R_h = \frac{g'+g''}{(6\omega^2C^2 - g'g'')}. \quad (3)$$

Considerînd ca în figura 2 valorile $g' = 10^{-5}$ 1/ohm și $g'' = 10^{-4}$ 1/ohm și luînd diferite valori pentru capacitatea C, din relația (3) rezultă valorile pentru R_h, redate în tabela 1.

Tabela 1

C, μF/fază	0,2	0,442	0,5	1	1,5	2
R_h, ohmi	6 230	1 000	774	188	83,4	46,5

Pentru valori ale rezistenței de trecere R_h mai mari decît cele calculate cu relația (3) pentru C = const, curentul de scurgere corespunzător rezistenței de izolație $r' = 100$ kohm/fază este mai mare decît curentul corespunzător rezistenței $r'' = 10$ kohm/fază.

Deoarece pentru cazul cînd rezistența de trecere de la o fază a rețelei la pămînt este chiar rezistența omului, valoarea acestei rezistențe este mai mare decît 1000 ohm, din tabel și din figura 2 rezultă că pentru capacități ale rețelei mai mari decît $C = 0{,}442$ μF/fază, atingerea de către om a unei faze a rețelei cu izolație bună ($r' = 100$ kohm/fază) este mai periculoasă decît în cazul cînd izolația rețelei este uniform slăbită ($r'' = 10$ kohm/fază).

Atingerea de către om a unei faze a rețelei ar fi nepericuloasă pentru parametrii rețelei pentru care curentul de scurgere prin corp are o valoare ce poate fi suportată de om, de sub acțiunea căruia se poate sustrage singur într-un timp suficient de scurt. În calcule se consideră acest curent $I_h = 30$ mA.

Valoarea tensiunii dintre faza atinsă și pămînt este dată de relația :

$$U_a = 3\,U_1R_h\sqrt{\frac{g^2+\omega^2C^2}{(1+3gR_h)^2+(3\omega CR_h)^2}}. \quad (4)$$

Punînd condiția ca această tensiune de atingere să fie o anumită fracțiune ($k < 1$) din tensiunea de fază $U_a = I \cdot R_h = kU_1$, nepericuloasă pentru om, se obține :

$$\frac{U_a}{U_1} = k = 3R_h\sqrt{\frac{g^2+\omega^2C^2}{(1+3gR_h)^2+(3\omega CR_h)^2}}. \quad (5)$$

Rezultă că între parametrii rețelei r, C, rezistența de trecere R și factorul k există relația :

$$9(1-k^2)(g^2+\omega^2C^2)R_h^2 - 6k^2gR_h - k^2 = 0. \quad (6)$$

Rezolvînd ecuația (6) în raport cu C, se poate determina mărimea capacității rețelei astfel încît, pentru o anumită valoare a conductanței izolației g și a rezistenței de trecere R_h, tensiunea de atingere să nu depășească valoarea limită considerată nepericuloasă :

$$C = \frac{1}{3\omega R_h}\sqrt{\frac{k^2(1+6gR_h) - 9(1-k^2)g^2R_h^2}{1-k^2}}. \quad (7)$$

Pentru ca valoarea capacității C să fie reală, este necesar ca rezistența de izolație r să fie mai mare decît valoarea :

$$r_{min} = \frac{3(1-k)}{k}R_h, \quad (8)$$

necesară pentru $C = 0$.

Valoarea maximă a capacității față de pămînt a fazelor rețelei pentru care în cazul atingerii unei faze, tensiunea de atingere nu depășește valoarea $U_a = kU_1$, este dată de relația :

$$C_{max} = \frac{k}{3(1-k^2)\omega R_h}. \quad (9)$$

Rezistența de izolație trebuie să aibă în acest caz valoarea :

$$r_{opt} = \frac{3(1-k^2)R_h}{k^2}. \quad (10)$$

În cazul cînd rezistența izolației fazelor este foarte mare ($r = \infty$), capacitatea limită se obține din relația (7) prin înlocuirea $g = 0$:

$$C = \frac{k}{3\omega R_h\sqrt{1-k^2}} \quad (11)$$

Se constată că valoarea capacității dată de relația (9) este mai mare decît aceea ce satisface relația (11).

Considerînd $R = 1000$ ohm și $I_h = 30$ mA se obțin valori-limită pentru rezistența de izolație și capacitatea fazelor față de pămînt pentru care atingerea unei faze se poate considera nepericuloasă, redate în tabela 2.

Tabela 2

U_1 volți	$k = \frac{I_hR_h}{U_1}$	r_{min} (pentru $C=0$), ohm	C_{max}, μF	r_{opt}, ohm	C (pentru $r=\infty$) μF
73	0,409	4 340	0,522	14 860	0,476
127	0,236	9 700	0,265	50 763	0,258
220	0,136	19 000	0,147	159 500	0,146
380	0,079	35 000	0,085	479 000	0,084

Din examinarea tabelei 2 rezultă că valorile capacităţilor fazelor reţelei, pentru care atingerea de către om a unei faze nu ar fi periculoasă, sînt mici şi sînt depăşite de capacităţile reale ale reţelelor electrice miniere. Numai în cazul reţelelor electrice cu tensiunea de linie $U = 127$ V s-ar putea realiza o reţea avînd capacitatea mai mică decît cea calculată cu relaţia (9) şi s-ar putea menţine valoarea rezistenţei de izolaţie cerută de relaţia (10). Chiar în cazul compensării capacităţii reţelei este dificil a se realiza această compensare cu precizia ne-

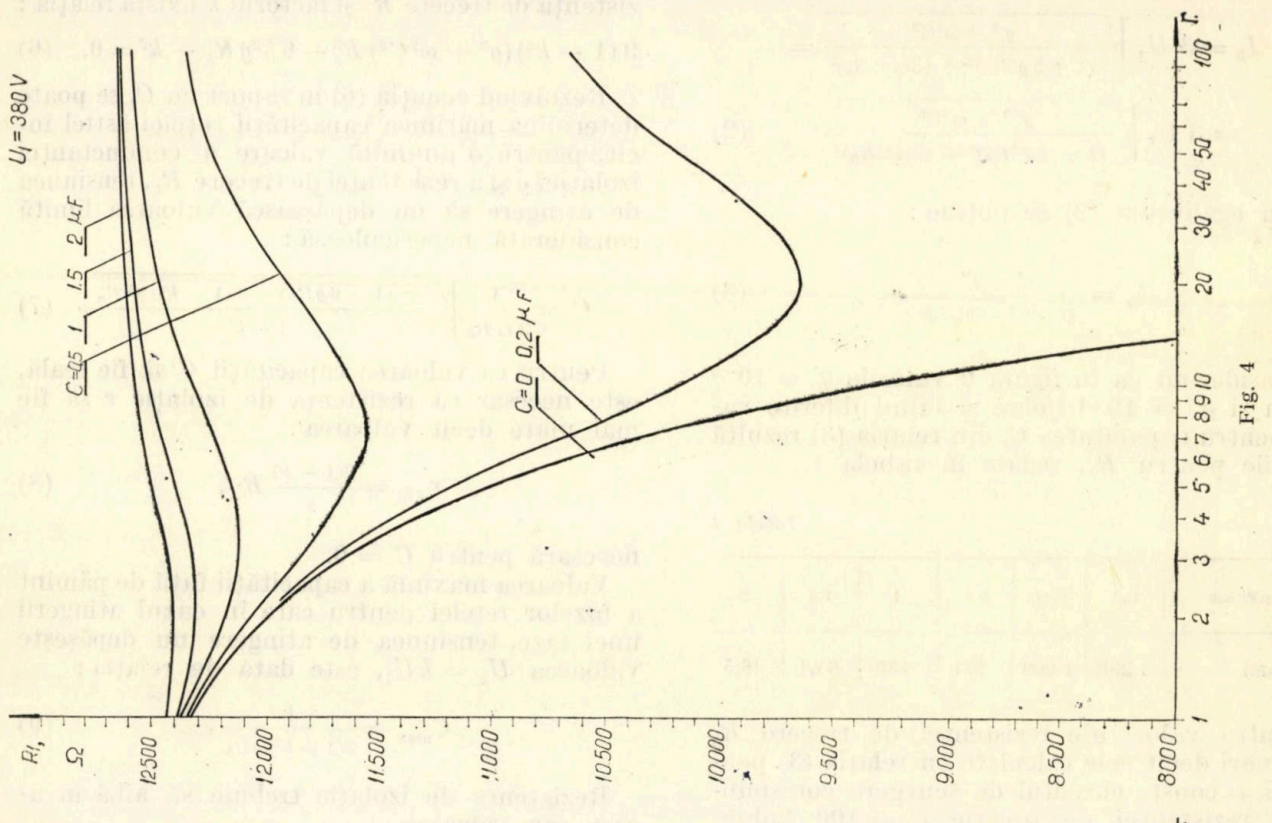


Fig. 4

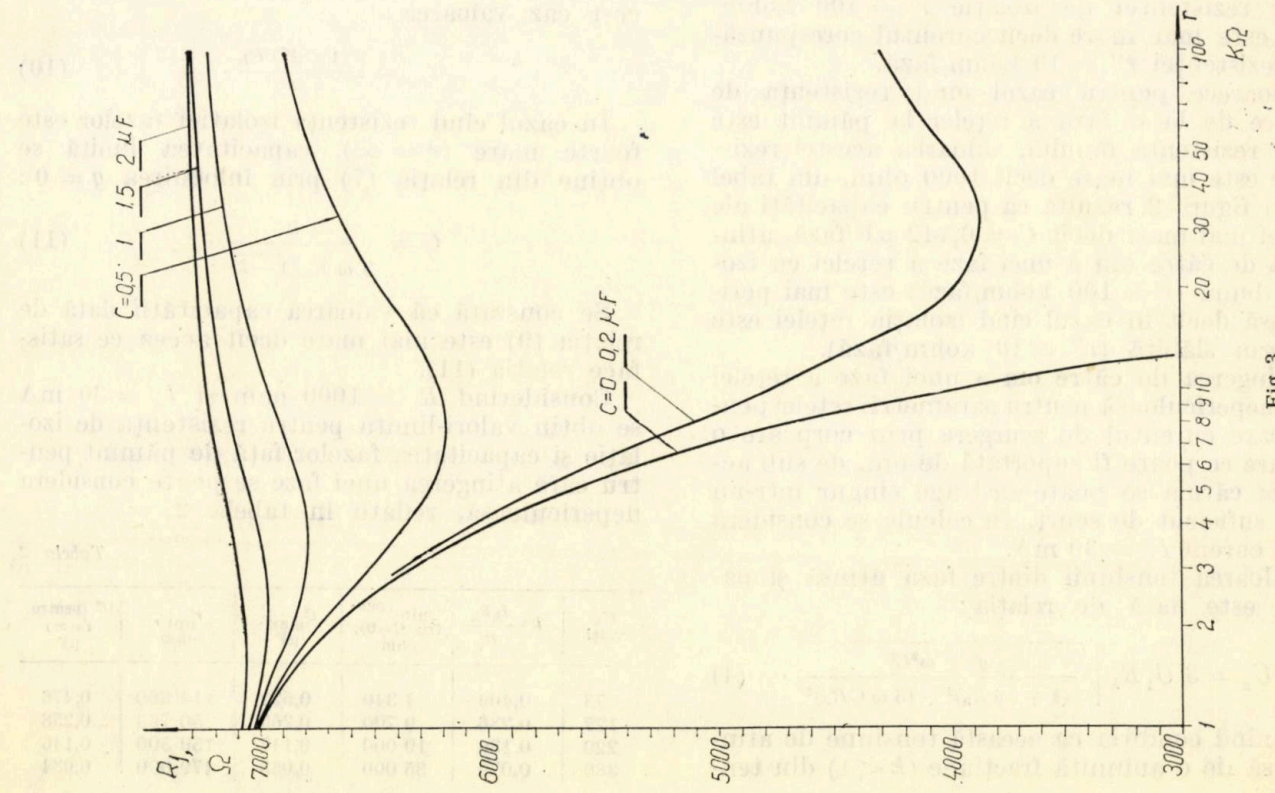


Fig 3

cesară, astfel încît capacitatea necompensată să nu depășească limita impusă de relația (7), mai ales pentru tensiunea rețelei $U_1 = 380$ V.

În consecință, curenții de scurgere ce trec prin corp, în cazul atingerii unei faze a rețelei electrice miniere, depășesc valoarea considerată nepericuloasă. De aceea rețelele electrice miniere trebuie prevăzute cu relee de scurgere care să deconecteze rețeaua în cazul cînd curentul de scurgere devine periculos pentru om. De asemenea, este necesar ca deconectarea să se facă într-un timp suficient de scurt în care curentul de scurgere să nu pericliteze organismul uman.

Determinarea valorii rezistenței de acționare a releelor de scurgere

Valoarea rezistenței de defect la care releul de scurgere trebuie să comande deconectarea rețelei, deoarece curentul de scurgere a atins limita periculoasă pentru organism, se calculează pornind de la relația (1). Se obține:

$$R_1 = -\frac{g}{3(g^2+\omega^2C^2)} + \sqrt{\frac{U_1^2}{I_h^2} - \frac{\omega^2C^2}{9(g^2+\omega^2C^2)^2}} \cdot \quad (12)$$

În figura 3 s-a reprezentat dependența $R_1 = f(r)$ pentru tensiunea de fază $U_1 = 220$ V și $I_h = 30$ mA, considerîndu-se pentru capacitatea fazelor față de pămînt valorile $C = 0$; 0,2; 0,5; 1; 1,5; 2 μF. Aceeași dependență s-a reprezentat în figura 4 pentru tensiunea $U_1 = 380$ V.

Examinînd diagramele din figurile 3 și 4 se constată că pentru valori mici ale capacității rețelei valoarea rezistenței de deconectare este influențată de rezistența de izolație a fazelor. Pentru o anumită valoare a rezistenței de izolație a fazelor rezistența la care trebuie să acționeze releul de scurgere are o valoare minimă, după care îmbunătățirea stării izolației are drept urmare creșterea valorii rezistenței de deconectare. Pentru capacități mari valoarea rezistenței de deconectare a releului de scurgere depinde relativ puțin de rezistența de izolație a rețelei.

În figura 5 este reprezentată dependența $R_1 = f(C)$ pentru tensiunea de fază $U_1 = 220$ V și pentru valorile rezistenței de izolație $r = 1$; 5; 10; 20; 50; 100; kohm/fază. Aceeași dependență este ilustrată în figura 6 pentru tensiunea $U_1 = 380$ V.

Examinarea acestor diagrame arată de asemenea că la valori mici ale capacității ($C = 0 - 0{,}3$ μF/fază), valorile rezistenței R_1 la care releul de scurgere trebuie să acționeze, scad brusc. Pentru capacități mai mari ($C > 1$ μF/fază) rezistența de deconectare crește foarte puțin cu creșterea capacității și, practic, nu depinde de rezistența de izolație a fazelor. Rezistența de deconectare în acest caz trebuie să aibă valoarea:

pentru $U_1 = 220$ V $R_1 =$ 7.200 ohm
pentru $U_1 = 380$ V $R_1 =$ 12.500 ohm

Releele de protecție contra scurgerilor de curent trebuie prevăzute cu o rezistență de probă pentru verificarea funcționării aparatului. Prin această rezistență se pune la pămînt una din faze pentru un timp scurt. Valoarea rezistenței de probă trebuie să fie egală sau ceva mai mare decît valoarea rezistenței de deconectare stabilită mai sus și anume:

pentru $U_1 = 220$ V $R_1 =$ 7,5— 8 kohm
pentru $U_1 = 380$ V $R_1 =$ 12,5—13 kohm.

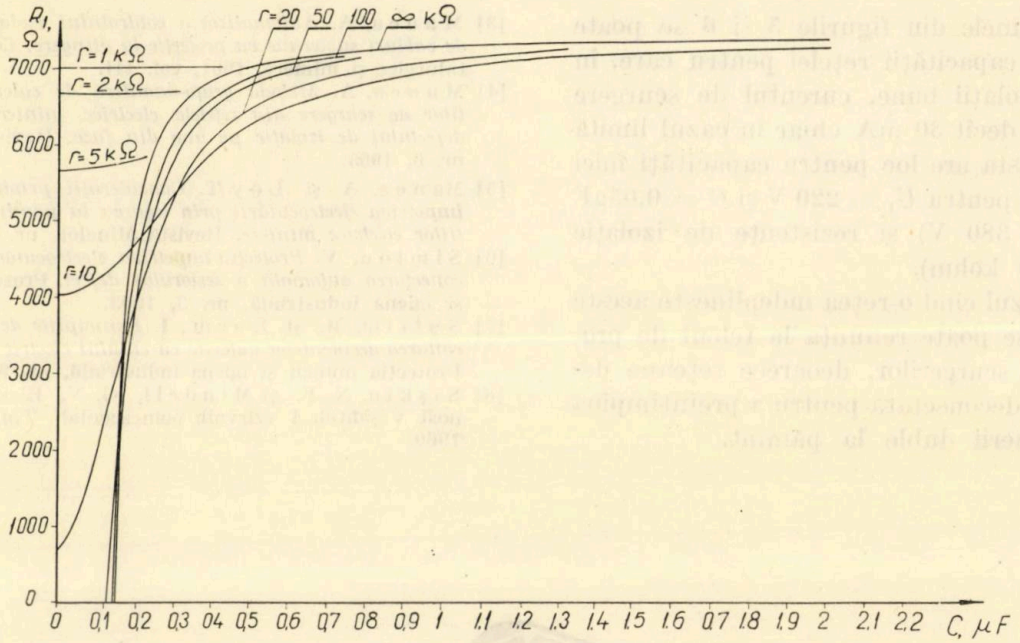


Fig. 5

Pentru valorile parametrilor rețelei (g, C) pentru care prin calculul expresiei (12) se obține $R_1 < 1000$ ohm, curentul de scurgere prin corp, în cazul atingerii de către om a unei faze, este mai mic decît 30 mA.

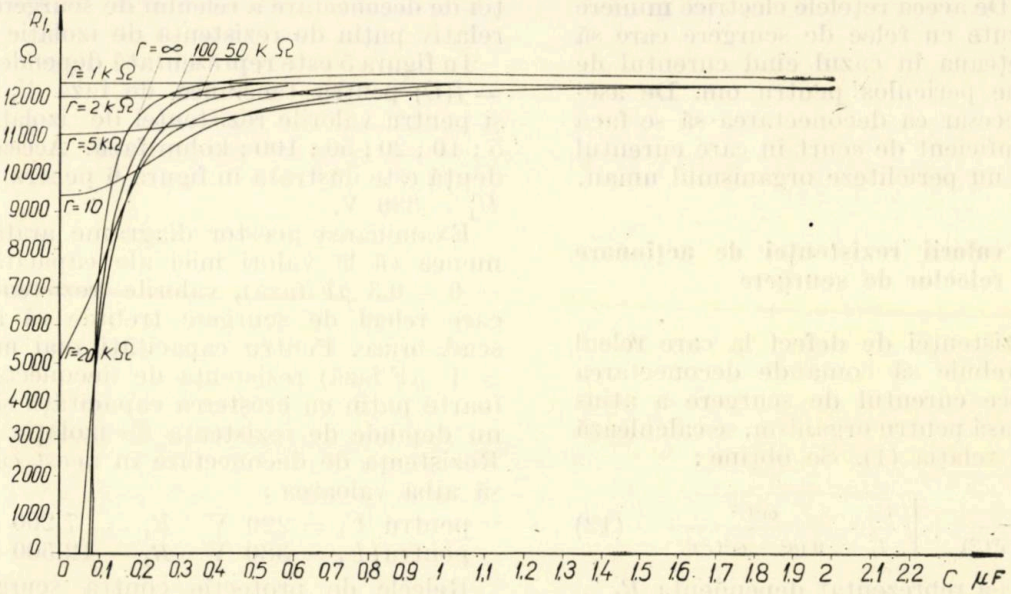


Fig. 6

Din diagramele din figurile 5 și 6 se poate citi valoarea capacității rețelei pentru care, în cazul unei izolații bune, curentul de scurgere este mai mic decît 30 mA chiar în cazul limită $R_1 = 0$. Aceasta are loc pentru capacități mici ($C = 0{,}15$ μF pentru $U_1 = 220$ V și $C = 0{,}05$ μF pentru $U_1 = 380$ V) și rezistențe de izolație mari ($r > 50$ kohm).

Chiar în cazul cînd o rețea îndeplinește aceste condiții, nu se poate renunța la releul de protecție contra scurgerilor, deoarece rețeaua defectă trebuie deconectată pentru a preîntîmpina pericolul punerii duble la pămînt.

BIBLIOGRAFIE

[1] Bihl, C. *Electrification du fond des mines.* Paris. Dunod. Tome I, II, III – 1963.

[2] Leibov, R. M. *Uteciki v șahtnih elektriceskih seteah.* Ugletehizdat, 1952.

[3] Manea, A. *Automatizarea controlului izolației rețelelor de cabluri subterane cu protecție la atingere.* Cercetări metalurgice și miniere, 1961, vol. III.

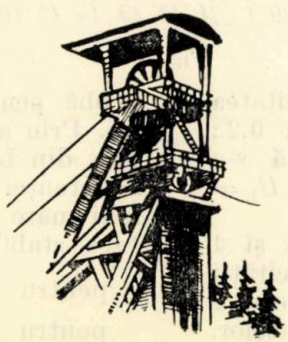
[4] Manea, A. *Metodă grafo-analitică de calcul a curenților de scurgere din rețelele electrice miniere în cazul defectului de izolație pe una din faze.* Revista Minelor, nr. 6, 1965.

[5] Manea, A și Loy T. *Considerații privind protecția împotriva electrocutării prin legarea la pămînt a instalațiilor electrice miniere.* Revista Minelor, nr. 9/1965.

[6] Simion, V. *Protecția împotriva electrocutării prin deconectarea automată a sectorului defect.* Protecția muncii și igiena industrială, nr. 3, 1963.

[7] Sufrim, M. și Enciu, I. *Principiile de bază pentru evitarea accidentelor datorită curentului electric în subteran.* Protecția muncii și igiena industrială, nr. 9, 1961.

[8] Sișkin, N. F. și Mindeli, G. V. Elektrobezopasnost v șahtah i vzîrvnih pomesceniah, Tbilisi, Znanie, 1960.



Metode și procedee moderne folosite în industria minieră din R.P. Ungară

Ing. I. Tomuș

În ritmul unei creșteri continue a producției, măsurile speciale de tehnica securității se impun din ce în ce mai mult, deoarece în anumite împrejurări este necesar ca lucrările să se desfășoare în condiții aparte.

Aceste probleme sînt legate în mod direct de faptul că lucrările de exploatare coboară în adîncime ceea ce conduce la creșterea pericolului emanațiilor de gaz metan ; o dată cu creșterea adîncimii la exploatare se întîlnesc tot mai frecvent zone puternic tectonizate, care în cazul zăcămintelor autoinflamabile sînt periculoase din punctul de vedere al focurilor subterane.

În această situație, necesitățile impuse de o desfășurare ritmică și în deplină siguranță a lucrărilor de producție au determinat să se întreprindă o serie de lucrări de cercetare cu scopul de a asigura desfășurarea lucrărilor de exploatare în condițiile noi.

Din acest punct de vedere, în Republica Populară Ungară s-au obținut rezultate interesante în domeniul pușcării sub presiune de apă și al prevenirii, combaterii și lichidării focurilor subterane prin metode chimice.

A. Pușcarea sub presiune de apă

Procedeul constă într-o umectare prealabilă a stratului, cu ajutorul apei sub presiune, după care urmează pușcarea propriu-zisă, care se realizează cu exploziv de siguranță, folosind ca buraj tot apă sub presiune.

Aplicarea acestei metode a fost urmărită într-un abataj frontal din stratul 12 între orizonturile 7—8 la mina Kossuth.

a — Caracteristicile tehnico-miniere

— grosimea stratului de cărbune . . . . . 2,2 m ;
— metoda de exploatare . . abataj frontal pe înclinare ;
— lungimea frontului . . 102 m ;
— metoda de armare . . stîlpi metalici cu grinzi articulate ;
— distanța între armături . 1 m ;
— metoda de dirijare a coperișului . . . . lăsare lină ;
— diametrul găurii de mină . 40 m ;
— lungimea găurilor de mină. 1,8 m ;
— distanța între găurile de mină . . . . . 2 m ;
— amplasarea găurilor . . în formă de șah.

Instalația constă (fig. 1) dinrt-o pompă de înaltă presiune *1*, un furtun de înaltă presiune de legătură *2* și pușca de injectare sau de explodare *3*.

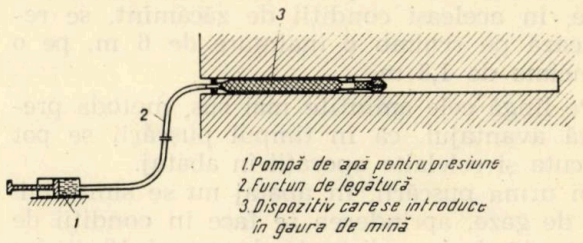


Fig. 1

După cum s-a amintit, înainte de pușcarea propriu-zisă se face o umplere a găurii de mină cu apă sub presiune, folosindu-se în acest scop o pușcă obișnuită de umectare.

Această operație durează pentru o gaură de mină în mod obișnuit circa 2—3 min pînă cînd se observă că apa erupe prin fisurile peretelui de cărbune. Se scoate apoi pușca de umectare și se introduce în gaura de mină încărcătura de exploziv, după ce cartușele au fost introduse în prealabil într-o pungă de material plastic, cu scopul de a fi protejate împotriva apei. Cantitatea maximă de exploziv admisă pentru o gaură este de 0,6 kg.

La furtunul de legătură se racordează așanumita pușcă de explodare, care se introduce în gaură pe o adîncime de 50—60 cm de la gura găurii. Pușca de explodare este prevăzută cu un manșon de aderență pe suprafața găurii, care are o lungime de circa 40—50 cm.

Se introduce din nou în gaura de mină apă sub presiune (8—20 at) și după un interval de timp de circa 2 min se exploadează în-

cărcătura. Se pușcă o singură gaură. Depilarea cărbunelui în continuare se execută cu ciocanul de abataj.

Procedîndu-se astfel, puterea exploziei împinge apa care se găsește deja sub presiune, în fisurile masivului de cărbune. Cu alte cuvinte, în momentul exploziei materialul exploziv este înconjurat de o manta de apă la o presiune de 8—20 at. Datorită exploziei și deci suprapresiunii create, mantaua de apă asigură o izolare perfectă a încărcăturii de exploziv excluzînd posibilitatea contactului dintre materialul explosiv sau produsele exploziei și aerul de mină, care ar putea să conțină metan sau praf de cărbune exploziv în suspensie. De asemenea, apa absoarbe produsele de ardere și astfel acestea nu pot ajunge în circuitul de aer.

Această metodă pe lîngă faptul că asigură realizarea pușcării fără pericol, în ceea ce privește gazul metan și praful exploziv de cărbune, asigură totodată creșterea productivității muncii într-o măsură considerabilă.

Astfel, în condițiile amintite, dacă înainte de aplicarea pușcării sub presiune de apă se realiza pe schimb o înaintare de 3,5 m cu o adîncime de 1,2 m, prin aplicarea acestei metode, în aceleași condiții de zăcămînt, se realizează pe schimb o înaintare de 6 m, pe o adîncime de 1,8 m.

Pe lîngă cele amintite mai sus, metoda prezintă avantajul, că în timpul pușcării se pot executa și celelalte operații în abataj.

În urma pușcării, în abataj nu se simte miros de gaze, aprinderea se face în condiții de siguranță de la o distanță de numai 10 m, iar activitatea în abataj este întreruptă numai pe o rază de 15 m și pentru un interval de timp foarte scurt.

Pentru ca metoda să fie eficace și să prezinte siguranță în timpul lucrului, este necesar să se țină seama de următoarele:

— înainte de a introduce pușca de explodare în gaura de mină, trebuie să se verifice dacă pușca nu este înfundată, controlînd scurgerea apei pe la capătul puștii;

— după circa 2 min de menținere a presiunii, se verifică dacă pușca este bine fixată în gaura de mină, printr-o încercare de a o atrage în afară;

— pentru o etanșare cît mai bună între pușcă și gaura de mină, peretele găurii trebuie să fie cît mai drept, iar cărbunele trebuie să aibă capacitatea de a reține apa. În acest scop se realizează înainte de darea focului, o umectare de circa 2 min;

— pușca de explodare trebuie introdusă în gaura de mină pe o adîncime de cel puțin 50 cm, asigurîndu-se astfel o suprafață de contact cu peretele găurii de cel puțin 40 cm;

— între capătul puștii de explodare și încărcătura de exploziv trebuie să se asigure o distanță de cel puțin 50 cm, porțiune pe care se realizează burajul cu apă;

— cu scopul de a nu permite ridicarea prafului din abataj și deci pentru a evita formarea prafului în suspensie ca urmare a pușcării, înainte de pușcare se stropește vatra abatajului, folosind cel puțin 1 l/m²;

— de la un explozor se poate pușca o dată o singură gaură;

— încărcătura de exploziv trebuie introdusă într-o pungă de material plastic, pentru a o feri de umezeală; punga se leagă la capătul deschis, cu reoforii de la capsa de inițiere prin formarea unui nod și astfel pe lîngă faptul că se izolează încărcătura de exploziv de contactul cu apa, acest procedeu permite extragerea încărcăturii de exploziv din gaură în caz de rateu, cu mai multă ușurință;

— cartușul amorsat se așează spre fundul găurii;

— orientarea găurilor de mină trebuie să se facă, pe cît posibil, perpendicular pe suprafețele de stratificație, cu o ușoară înclinare în jos și cu un unghi de maximum 70° față de suprafața frontului de lucru.

Metoda de pușcare sub presiune de apă, poate fi aplicată la noi în țară, în cazul minelor de huilă și cărbune brun.

Folosirea acestui procedeu este oportună pentru abatajele frontale în condiții speciale de lucru.

B. **Prevenirea și combaterea focurilor subterane**

Cercetările urmăresc stabilirea cauzelor autoaprinderii cărbunilor, în funcție de aceasta putîndu-se preciza metodele cele mai eficace de prevenire și combatere a focurilor subterane.

La baza cercetărilor stă ipoteza că autoaprinderea cărbunilor este un proces de oxidare în mai multe trepte, în cadrul căruia efectele proceselor parțiale se cumulează. Aceste efecte pot fi: fizice, fizico-chimice, chimice și microbiologice.

Prin urmărirea cazurilor de autoaprinderi s-a stabilit că frecvența acestora este în funcție de:

— prezența stratelor puternic deranjate din punct de vedere tectonic și cu o înclinare de 60—70°;

— existența cărbunelui poros cu un conținut bogat de pirită;

— prezența apofizelor cu un conținut bogat de pirită în coperișul stratelor;

— aeraj necorespunzător.

În baza celor de mai sus și ținînd seama de faptul că autoaprinderea este un proces de oxidare, s-au urmărit modificările calitative și cantitative, care au loc în cărbune.

Analizele chimice au scos în evidență faptul că în stratele de cărbune din bazinul Mecsek se găsește o cantitate considerabilă de sulf legat sub formă de sulf organic și anorganic, reprezentat prin pirită sau melnicovită.

Prin analiza grupelor funcționale s-a constatat prezența grupurilor de sulf din disulfit, mercaptid, thiofen și grupuri sulfoacide.

Cercetările și studiile elaborate au dus la concluzia că inițierea fenomenelor de oxidare este în strînsă legătură cu modificările privind conținutul de sulf din cărbune, iar eliminarea și atenuarea influenței factorilor fizico-chimici, chimici și microbiologici asupra oxidării pot fi efectuate prin intervenții pe cale chimică.

Procedeele elaborate pentru prevenirea și combaterea autoîncălzirii cărbunilor în mină pot fi grupate din punct de vedere tehnologic după cum urmează : tratarea chimică superficială, injectarea de soluții chimice, oprirea reacțiilor prin răcire.

1. *Tratarea chimică superficială*

Procedeul constă în depunerea pe locul încălzirii prin procedee manuale sau mecanice (ex. mașina de rambleat Kota) a unei substanțe chimice cristalizate, care sub efectul umidității se dizolvă. Prin dizolvare se absoarbe căldura din mediul înconjurător și astfel are loc o răcire.

În acest scop se folosesc următoarele substanțe chimice ;

— sare de bucătărie, în fază incipientă de încălzire cînd temperatura de suprafață nu depășește 36° ;

— fosfat neutru de sodiu cu 12 molecule de apă cristalizată se folosește în mod eficace atunci cînd temperatura la suprafață nu depășește 46°C ;

— un amestec de sare Glauber (sulfat de sodiu cu 10 molecule de apă) și clorură de amoniu s-a dovedit a fi deosebit de eficace în procesul absorbției căldurii și a micșorării sorbției de oxigen. S-au obținut rezultate bune folosind amestec de 40% clorură de amoniu și 60% sare Glauber. Acest amestec este eficace pentru temperatura de 52—56°C.

2. *Injectare de soluții chimice*

Procedeul constă în injectarea prin găuri de sondă a unor substanțe chimice dizolvate în apă. Este necesar ca amplasarea găurilor de sondă să fie cît mai regulată.

Rezultate bune s-au obținut cu următoarele soluții :

— carbonat de sodiu în soluție de 7% ;

— bicarbonat de sodiu în soluție de 5%.

3. *Oprirea reacțiilor prin răcire*

La aplicarea acestui procedeu s-a avut în vedere faptul că viteza de reacție scade, dacă se reduce temperatura.

Procedeul constă în folosirea unor substanțe care pot provoca o scădere a temperaturii. În acest scop se folosește cu succes bioxidul de carbon lichid sau solid.

Dacă se folosește bioxid de carbon lichid, acesta se injectează în zona încălzită prin găuri de sondă (fig. 2). Racordul se face direct de la recipient, prin intermediul unui tub capilar metalic, învelit în cauciuc. Este important în acest caz, ca diametrul interior al tubului capilar să nu fie mai mare decît orificiul ventilului, pentru că numai astfel se poate evita formarea zăpezii de acid carbonic. Se preconizează înlocuirea în viitor a bioxidului de carbon lichid cu azot lichid.

Pentru folosirea bioxidului de carbon solid se aplică așa-numita zidire cu ghiață uscată. La aplicarea acestor procedee este necesar să

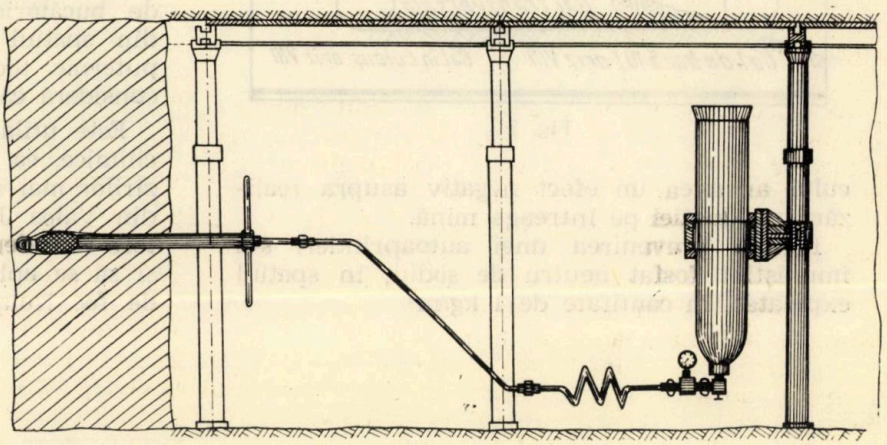


Fig. 2

fie folosite persoane bine instruite și cu experiență.

4. *Exemple privind aplicarea procedeelor chimice în lupta cu focurile de mină*

În zona puțului 10 de la mina Komlo, într-un abataj din stratul 10 s-a observat un început de autoîncălzire în spațiul exploatat, unde temperatura s-a ridicat la 40—50°C. În abataj s-a constatat prezența oxidului de carbon și a bioxidului de sulf. Întrucît din acest abataj se realiza o producție de 1 200—1 500 t/zi, închiderea abatajului în urma izbucnirii fo-

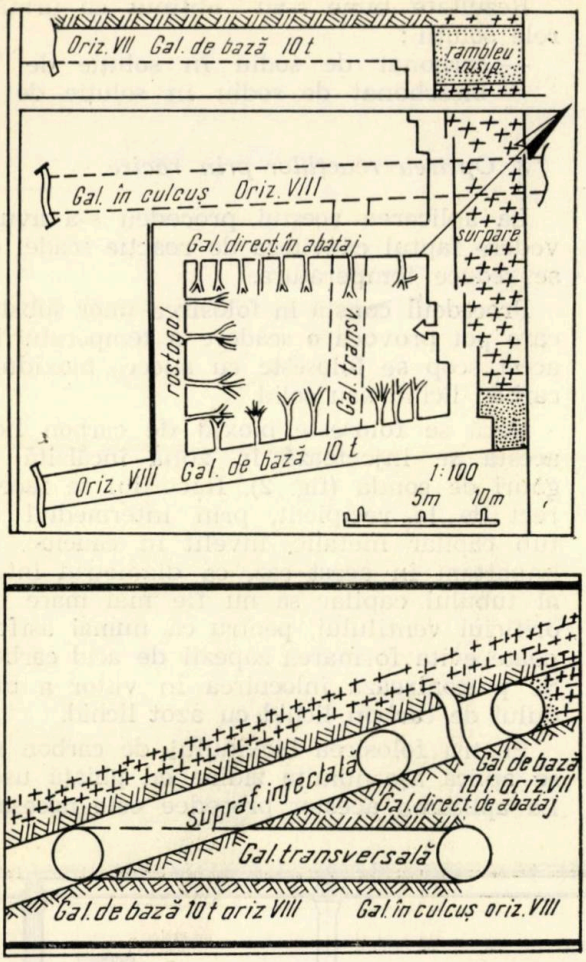


Fig. 3

culul ar avea un efect negativ asupra realizării producției pe întreaga mină.

Pentru prevenirea unei autoaprinderi s-a împrăștiat fosfat neutru de sodiu, în spațiul exploatat, în cantitate de 1 kg/m^2.

În urma acestei măsuri temperatura a scăzut de la 46° la 32°C, fără să se mai constate prezența monoxidului de carbon sau a bioxidului de sulf.

Într-un abataj în stratul 10 zona puțului Kossuth, de la aceeași mină, s-a produs o autoaprindere, constatîndu-se emanații de monoxid de carbon și bioxid de sulf dintr-o gaură de sondă, care intercepta zona presupusă a focarului. S-a aplicat metoda injectării carbonatului de sodiu în soluție de 7% (fig. 3).

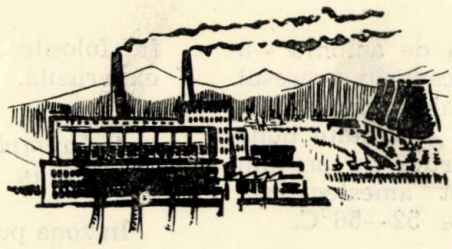
Astfel s-au injectat 12 m^3 soluție de carbonat de sodiu, afectîndu-se o zonă de circa 600 m^3. În prima zi după injectare s-a constatat o scădere a conținutului procentual de monoxid de carbon în gaura de sondă, de la 1 la 0,1%, iar după un interval de șase zile temperatura a scăzut cu circa 6°C, ajungînd la circa 22°C.

★

Procedeele descrise cu privire la prevenirea, combaterea și lichidarea focurilor subterane își pot găsi aplicabilitatea și pentru minele de cărbuni din țara noastră.

Astfel, ca mijloc de prevenire se consideră oportună studierea și aplicarea procedeului de tratare chimică superficială prin folosirea sării de bucătărie, aceasta urmînd să fie depusă din spațiul exploatat, în apropierea zonelor puternic tectonizate sau în zonele unde se consideră că există pericol de foc.

Este utilă de asemenea folosirea soluțiilor chimice, ca mijloc de combatere a autoîncălzirilor mai ales în cazul stratului 3 la minele din Valea Jiului, iar ca procedeu de combatere considerăm că este necesar să se studieze și să se aplice, cu referire specială la zonele de foc izolate, bioxidul de carbon.



GEOLOGIE

Forma de relief – un element ajutător în prospecțiuni geologice

Geolog I. Huică

Directivele Congresului al IX-lea al Partidului Comunist Român trasează sarcina lărgirii continue a bazei de materii prime, prevăzîndu-se 16 miliarde lei pentru lucrări geologice, cu deosebire pentru descoperirea de noi rezerve de țiței, gaz metan, minereuri feroase, neferoase și minerale nemetalifere, atît în zonele cunoscute, cît și în zone noi. Pentru ca lucrările de exploatare să aibă o eficiență economică ridicată, amplasarea lor trebuie să se facă în mod judicios, pe baza unor temeinice studii de prospecțiuni.

Pentru traducerea în viață a acestor sarcini un rol de căpetenie revine în special geologilor prospectori, a căror sarcină principală este detectarea zăcămintelor de substanțe minerale utile.

După cum arartă Tricart [1], un geolog de teren trebuie să fie mai mult sau mai puțin geomorfolog, exact după cum un geomorfolog trebuie să poată descifra problemele geologice care i se pun.

În cele ce urmează vom analiza formele de relief caracteristice din cîteva regiuni ale țării, a căror urmărire pe teren, ușurează geologului prospector detectarea substanțelor minerale utile.

I. Dolomite și calcare dolomitice

Atîta timp cît calcarele au fost privite numai sub aspectul exterior, ca un produs al interacțiunii dintre rocă și agenții modelatori externi, acestea interesau numai prin fenomenele carstice caracteristice care se dezvoltă în arealul lor; peșteri, lapiezuri, carrenuri, văi oarbe, sorburi, panoare, doline etc. Atunci cînd aceste calcare s-au analizat din punct de vedere chimic, s-a constatat că unele din ele au un conținut de oxid de magneziu destul de ridicat, fapt care a îndreptățit o cercetare amănunțită și multilaterală, constatîndu-se că în realitate este vorba de calcare dolomitice, dolomite calcaroase sau chiar dolomite. Astfel, pe teritoriul localității Ovidiu, regiunea Dobrogea, figura pe hărțile geologice anterioare o zonă de calcare jurasice. În urma cercetărilor de prospecțiuni, efectuate de geologul Mircea Chiriac [2], s-a constatat că aici se dezvoltă zăcăminte de dolomite, nu de calcare așa cum era considerat pînă acum. Aceste dolomite vor fi folosite la extragerea oxidului de magneziu printr-un procedeu special care va fi aplicat pentru prima dată în țara noastră.

Dacă la localitatea Ovidiu dolomitele nu se deosebesc macroscopic de calcare, în schimb la localitatea Topalu, stratele de dolomit prezintă aspectul unor gresii alterate, fapt care le face să fie recunoscute cu ușurință față de stratele de calcare cu care alternează [2].

De asemenea, în zona de dezvoltare a calcarelor mezozoice din unitățile Platoul Mehedinți și Munții Vulcan (Carpații Meridionali Centrali), în ultimii ani s-a constatat existența, în baza acestora, a unor strate de dolomite calcaroase, atribuite Doggerului, care ating grosimi pînă la 15 m [3], în alternanță cu strate de calcare negricioase și cenușii în grosimi sub 4 m. Compoziția chimică a acestor calcare dolomitice (conținut în MgO cuprins între 18% și 22%) le face să fie folosite în industria metalurgică, devenind astfel o materie primă căutată.

Pe baza unor observații de teren s-a constatat că dolomitele calcaroase se alterează deosebit față de calcare, transformîndu-se în zona superficială, într-un nisip de culoare cenușie, adesea albicios, numit nisip dolomitic. Această proprietate caracteristică, asociată unei asperități mult mai accentuate comparativ cu a calcarelor, face ca dolomitele calcaroase să poată fi recunoscute cu ușurință, pe teren.

II. Roci pelitice (marne și argile)

Este cunoscut faptul că argilele și marnele, atunci cînd sînt umede, devin impermeabile, iar în stare uscată sînt avide de apă pe care o absorb. De asemenea, în prezența apei în special argila își mărește volumul, devenind plastică și fiind antrenată cu ușurință pe

pantă. Atunci cînd este umectată puternic, argila capătă un caracter semifluid, formînd adevărate curgeri de noroi.

Relieful format în argile și marne se caracterizează printr-o energie redusă, pantele văilor prezentînd valori mici, fapt care dovedește rezistența mică pe care acestea o opun agenților externi [4].

Cînd argilele și marnele, datorită compoziției lor chimice necorespunzătoare, nu pot fi utilizate în industrie, cercetarea lor poate avea ca scop amenajarea terenurilor pentru a preveni stricăciuni culturilor agricole, drumurilor, cursurilor de apă etc. Această cercetare devine însă mult mai complexă și mai interesantă, atunci cînd argilele și marnele își găsesc o utilizare în industria metalurgică, ceramică, industria cimentului etc., adică atunci cînd avem de-a face cu argile bentonitice, cu argile refractare, marne pentru ciment etc.

Vom prezenta unele exemple pentru a arăta interacțiunea în timp și spațiu a diferiților agenți care au conlucrat în modelarea reliefului actual al cîtorva roci pelitice.

Rocile pelitice din stratele de Podul Morii sau cele din Eocenul superior din zona flișului Carpaților Orientali pot fi recunoscute regional fiind modelate cu ușurință de agenții externi, avînd șei suspendate pe culmile munților. Aceste strate de roci pelitice se dezvoltă între bancuri masive de roci dure formate din gresia de Kliwa sau din gresia de Tarcău [5].

În cele ce urmează vom face cîteva considerații de ordin geomorfologic și paleogeografic asupra zăcămîntului de argilă refractară din zona Botești, cantonat în depozitele ponțiene de la est la Lugoj [6].

În această zonă nu se observă o delimitare netă din punct de vedere geomorfologic între zona cristalină și zona neogenă, ci se remarcă o trecere gradată, continuă. Acest lucru pledează în favoarea inexistenței unei falii între cristalin și sedimentar, presupunînd o transgresiune a mării panonice peste formațiunile ramei.

În lungul țărmului, exista o ghirlandă de insule, mai mari sau mai mici, insule care au fost îngropate de sedimentele panonice.

Geneza argilei refractare de la Botești este legată în primul rînd de alterarea fizico-mecanică și chimică a rocilor bogate în feldspați, roci care alcătuiau uscatul apropiat.

Această alterare superficială a masivelor banatitice, precum și a șisturilor cristaline, a dus la transformare „în situ" a feldspaților în caolin, care apoi au fost transportați de apele de șiroire și depuși în apele liniștite și puțin adînci de la marginea mării panonice, avînd intrînduri pronunțate în uscat. Într-adevăr, conturul actual al depozitelor ponțiene din zona Botești are forma unui golf așa cum se observă pe schița geologică a zonei respective (fig. 1).

Presupunerea că argila refractară de la Botești s-a sedimentat în condiții speciale de golf, este întemeiată pe o serie de date care se referă, atît la zăcămîntul de la Botești, cît

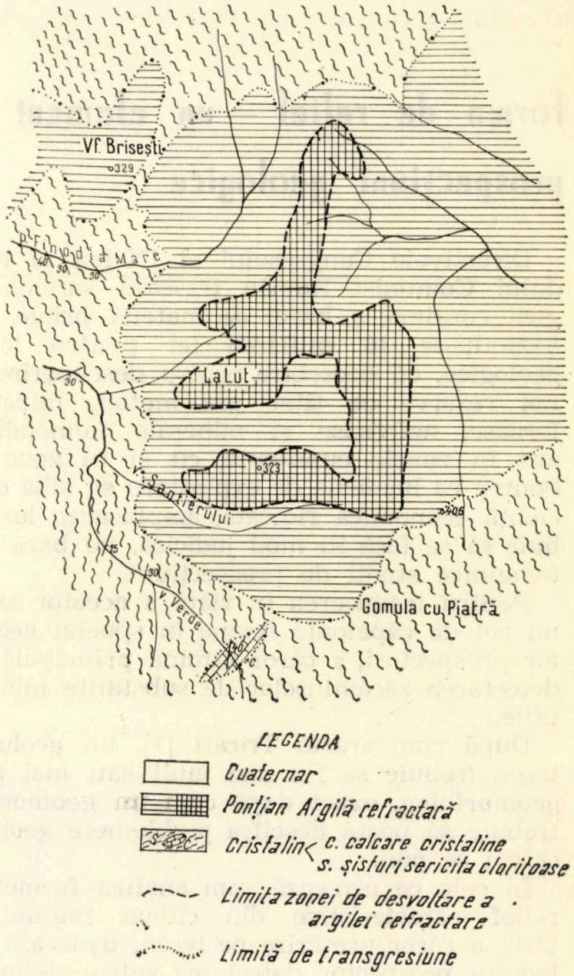


Fig. 1. Schița geologică a golfului Fîrdea-Botești.

și la aparițiile de argilă refractară existente în zone limitrofe.

Astfel, grosimea zăcămîntului de argilă refractară de la Botești este, în general, uniformă, fiind cuprinsă între 1,5 și 2,5 m. De asemenea, calitatea argilei de la Botești variază în limite strînse, fapt care presupune condiții fizico-climatice ale mediului de sedimentare, constante și de lungă durată.

În zona Pogănești-Gladna Română-Zolt, au fost detectate strate de argilă refractară în grosimi neuniforme, cu intercalații de pietrișuri și nisipuri, cu calități inferioare argilei de la Botești, situație care ne îndreptățește să presupunem că sedimentarea acestor argile a avut loc în condiții deosebite, comparativ cu argila de la Botești.

Zăcămîntul de argilă refractară din zona Botești prezintă în suprafață o formă nere-

gulată, menținîndu-se numai pe culmile dealurilor. Această formă a zăcămîntului este datorită acțiunii erozive a micilor torenți, afluenți ai văii Verdea și văii Finodia, care erodează regresiv către culmea dealurilor, antrenînd în pornituri volume importante de argilă refractară.

În cercetările de teren, morfologia depresionară, cu numeroase pornituri active a zonelor în care se dezvoltă argila refractară, a constituit un criteriu important pentru detectarea de noi zone purtătoare de argilă refractară.

Cercetînd unul din cele mai importante zăcăminte de argilă refractară din țara noastră [7] zăcămîntul de la Viezuroi — Schela — Gorj (versantul sudic al munților Vulcan), am constatat de asemenea o serie de caracteristici morfostructurale și morfosculpturale, pe care le vom menționa în cele ce urmează.

Zăcămîntul de argilă refractară de la Viezuroi — Schela este cantonat în formațiunea de Schela, care este alcătuită dintr-o alternanță de strate de cuarțite foarte dure, în grosime de 0,3—4 m, strate de gresie microconglomeratică, cuarțitică, dură în grosimi cuprinse între 0,5 și 6 m și strate de șisturi pirofilitice, negricioase, grafitoase, care prezintă de fapt argila refractară, avînd grosimi pînă la 12 m.

Formațiunea de Schela este puternic încleștată, prezentînd sinclinale strivite, prinse în formațiunile autohtonului danubian care intră în alcătuirea munților Vulcan.

Urmărind pe teren zona de dezvoltare a acestei formațiuni constituită din roci ușor atacabile de către agenții modelatori externi, se observă prezența unui relief depresionar, cu pornituri active, cu văi care au pante puțin înclinate (fig. 2).

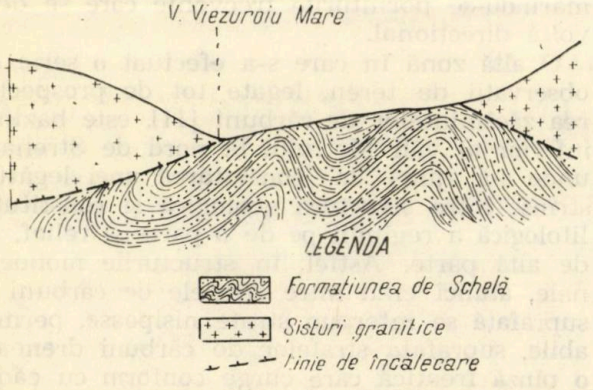


Fig. 2. Profil geologic în zona Schela-Gorj.

Această situație este cu atît mai caracteristică cu cît la nord de zona de dezvoltare a formațiunii de Schela, există un relief viguros cu văi care prezintă versanți abrupți, în formă de V, tăiate în granitul de Susița, iar la sud de această zonă, văile prezintă chei și pereți verticali, fiind săpate în calcare tithonic-neocomiene.

Datorită faptului că această regiune a fost exondată mult timp în trecutul său geologic, agenții modelatori externi au acționat în tot acest timp asupra rocilor. Astfel, în zona Merișorii, pe valea Susiței, de la nord de Tg. Jiu, au fost semnalate depozite sarmațiene transgresive, instalate pe o puternică zonă depresionară presarmatică, formată în arealul depozitelor formațiunii de Schela.

Generalizînd observațiile asupra aspectului reliefului de argilă refractară, din zona Viezuroi — Schela, putem urmări dezvoltarea regională a depozitelor posibil purtătoare de argilă refractară și în zonele limitrofe.

III. Ghipsuri și gresii

Depozitele diferitelor formațiuni geologice sînt bine evidențiate în regiunea Pătîrlage — Surani (depresiunea Soimari — Calvini) agenții modelatori externi acționînd aici în mod variat asupra fiecărui tip de rocă. Astfel, morfologia depozitelor acvitaniene din regiune este tipică, datorită existenței unor doline largi cu aspect de pîlnie sau potcoavă, adesea cu căderi în trepte numite sugestiv de localnici Gropile Uriașilor sau Gropile Căpcăunilor.

Formarea acestor doline cu diametre pînă la 100 m, se explică prin natura rocilor în care se dezvoltă. Datorită acțiunii apelor meteorice pe de o parte și acțiunii apelor subterane pe de altă parte, ghipsurile sînt dizolvate, luînd astfel naștere zone de puternică tasare, care se accentuează treptat dînd adevărate doline [5], [8], [9].

Dacă în regiunile unde există piatră de construcție, aceste ghipsuri nu interesează pe localnici din acest punct de vedere, în zonele unde piatra de construcție lipsește, ghipsurile argiloase-grezoase, dure sînt căutate de localnici și exploatate pentru construcții. Căutarea acestor ghipsuri în zonele acoperite de vegetație sau în păduri, se face tocmai prin urmărirea dolinelor care se aliniază în direcția stratelor ghipsifere. Astfel, Dealul Ciorii de la vest de localitatea Aricești — Zeletin (regiunea Ploiești) care este format din depozite acvitaniene, prezintă numeroase doline, pe care localnicii le cercetează cu grijă, scoțînd ghipsurile cu multă greutate.

Orizontul superior al Tortonianului, reprezentat prin marne cu Spirialis și cu macrofosile din zona Crivineni — valea Muscelului, reprezintă o morfologie caracteristică, datorită friabilității rocilor pe care agenții externi le atacă cu ușurință, luînd astfel naștere curgeri active de noroi sau tasări locale și curgeri subterane care formează gropi ca niște pîl-

nii cu raza de 1—4 m și adîncimea de 0,5—3 m. De asemenea, partea superficială a rocilor se usucă la secetă și se despică în bucăți neregulate, mici, după care microrelieful acestui orizont este ușor de recunoscut.

Meoțianul, cuprins între punctul topografic Cătina și Dealul Deliman, se reliefează prin plăci de gresie cuarțitică, cenușie, între 0,5 și 4 m grosime, plăci în care se formează cornișe conform cu panta suprafeței structurale, datorită unei eroziuni diferențiale accentuate.

Cînd eroziunea s-a manifestat mai activ, plăcile și cornișele au fost ferestruite, formîndu-se astfel cuie și ace, fie desprinse, fie unite prin vîrfuri sau „babe" cu diametrul pălăriei pînă la 4 m și înălțimea piciorului de 2—3 m [9].

Pe partea stîngă a văii Muscelului, la E de localitatea V. Muscelului, în depozitele Helveţianului inferior, reprezentate printr-o alternanță de nisipuri gălbui, micacee, puțin cimentate și marne roșcate violacee în pachete sub 0,40 m, se găsesc bancuri de 2—4 m grosime de gresii polimictice cu mult cuarț (silicea prezintă o mare rezistență la alterația chimică) dure, ale căror capete de strat (stratele sînt aproape verticale) se urmăresc pe direcție multe sute de metri pînă în vîrful Ciortăniței [9].

IV. Sare

În zonele subcarpatice, existența sării este de multe ori trădată de blocurile colțuroase de gresie de Kliwa, gresie de Tarcău, gresii eocene etc., elemente ale breciei sării care se găsesc răspîndite haotic pe suprafețe mai mari sau mai mici.

Dirijarea lucrărilor de prospecțiune pentru sare și petrol este facilitată tocmai de recunoașterea arealului acestor blocuri din brecia sării la suprafață, care permit conturarea unui gabarit de lucrări.

Astfel, în zona Surani — Aricești — Zeletin, există numeroase suprafețe în care sînt răspîndite elemente din brecia sării, suprafețe de care s-a ținut seama și la amplasarea forajelor pentru prospecțiuni de petrol [5], [8], [9].

V. Cărbuni

Variația litologică și duritatea diferită a rocilor scot în evidență o serie de caracteristici geomorfologice, care se remarcă și în zona Băneşti — Vulcănești — Mălăești (regiunea Ploiești) [10]. Astfel, orizontul gresiilor concretizate din Dacianul inferior iese în relief datorită unei durități mult mai mari față de marno-argilele Pontianului superior și față de nisipurile Dacianului mediu între care aceste gresii concreționare sînt încadrate.

Gresiile formează un relief abrupt, atît în anticlinalul Mălăești, pe partea dreaptă a văii Glodului, cît și în monoclinul de la sud de Bușteneri — Vulcănești. Legătura dintre duritatea rocii și relief este vizibilă distinct pe valea Glodului, la limita dintre gresiile concreționare ale Dacianului inferior care formează un relief cu pante repezi și argilele nisipoase ale Pontianului superior, care formează un relief cu pante domoale (fig. 3).

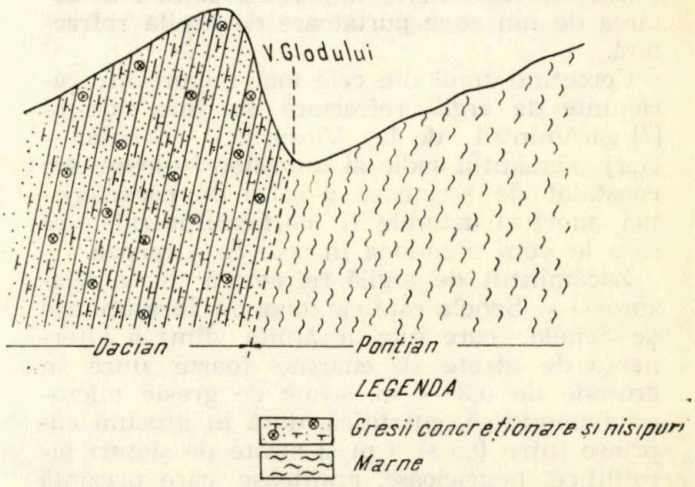


Fig. 3. Profil pe valea Glodului-Vulcănești.

În aceste condiții, prospectarea cărbunilor care sînt cantonați în orizontul superior al Dacianului, are ca reper de orientare importanta denivelare morfologică de la limita Pontian — Dacian.

De asemenea, faptul că stratele de cărbuni se găsesc într-un orizont marnos-cărbunos, precum și dispunerea monoclinală, conformă cu panta, a complexelor de cărbuni, fac ca detectarea cărbunilor să se facă mai ușor, urmărindu-se porniturile frecvente care se dezvoltă direcțional.

O altă zonă în care s-a efectuat o serie de observații de teren, legate tot de prospectarea zăcămintelor de cărbuni [11], este bazinul inferior al văii Motrului la nord de Strehaia, unde s-a ajuns la constatarea unei legături strînse între structura geologică și constituția litologică a regiunii pe de o parte și relief, pe de altă parte. Astfel, în structurile monoclinale, atunci cînd între stratele de cărbuni și suprafață se interpun strate nisipoase, permeabile, suprafața stratelor de cărbuni drenează o pînză freatică care curge conform cu căderea stratelor, dînd numeroase izvoare acolo unde pînza freatică este interceptată de relief.

Această situație este edificatoare pe partea dreaptă a văii Motrului, între localitățile Corcova și Strehaia, în complexele de cărbuni din orizontul marnos-nisipos-cărburos al Levantinului inferior.

Astfel, pe partea dreaptă a văii Jirovu, imediat la intrarea în terasa Motrului, la cota 175, se constată următoarea succesiune :
— 6 m marne vinete cenușii, compacte ;
— 1 m cărbune compact, negricios ;
— 1 m marne nisipoase cenușii cu forme de unionizi netezi și melanopside ;
— 0,30 m cărbune șistos, negricios ;
— 6 m nisipuri marnoase albicioase ;
— 10 m nisipuri gălbui-grosiere.

La 600 m sud-vest de localitatea Mărul Roșu la cota 220, se află următoarea succesiune :
— 3 m marne cenușii gălbui ;
— 0,50 m cărbune compact negricios ;
— 15 m nisipuri marnoase cu elemente de pietrișuri cu structură încrucișată.

Pe valea Jirovel, în amonte de localitatea Jirovu, la cota 180, se constată succesiunea (de jos în sus) :
— 0,60 m marne nisipoase cenușii ;
— 0,15 m cărbune marnos foios ;
— 0,60 m carbune negru compact ;
— 0,15 m cărbune marnos foios ;
— 1,40 m marne cărbunoase, cenușii, negricioase, micacee ;
— 2,00 m nisipuri gălbui roșcate, bogat micacee cu structură încrucișată.

Deasupra stratelor de cărbuni din această zonă, se află strate de nisipuri gălbui, roșcate, adesea cu elemente de nisipuri puțin rulate, cu o evidentă structură încrucișată, cu o grosime totală cuprinsă între 80 și 160 m, care cad constant cu 3—6° către sud-est.

Cărbunii din această zonă pot fi găsiți cu ușurință prin urmărirea izvoarelor care curg pe suprafață, avînd uneori debite importante, așa cum este situația cu izvorul de pe partea dreaptă a văii Jirovu.

Ca încheiere, trebuie relevată încă o dată sarcina deosebită care revine geologilor prospectori în detectarea de noi zăcăminte de substanțe minerale și roci utile și în calcularea de rezerve geologice și rezerve de prognoză la zăcămintele deja cunoscute.

Această sarcină este ușurată, dacă se ține seama și de factorii care au determinat în spațiu și timp aspectul actual al reliefului.

BIBLIOGRAFIE

[1] Tricart, J. *L'épiderme de la terre. Esquisse d'une géomorphologie appliquée.* Paris, 1962.

[2] Chiriac, M. *Raport asupra prospecțiunilor pentru calcare siderurgice în perimetrul Hîrșova — Topalu și V. Drumul Tașaul.* Arhiva Comitetului geologic, București, 1960.

[3] Huică, I. și Sîrbu, F. *Raport geologic de prospecțiuni pentru calcare dolomitice în zona Călugăreni-Sohodol.* Arhiva Comitetului geologic, București, 1962.

[4] Posea, Gr., Velcea, V., și Cojocaru, D. *Geomorfologie.* Editura tehnică, București, 1963.

[5] Dragoș, V., Georgescu, C., Huică, I., Ceahlarov, A. și Perianu, A. *Raport geologic pentru prospecțiuni de hidrocarburi și sare în regiunea cuprinsă între V. Bălăneasa — V. Milcovului și între V. Buzăului — V. Zîmbroaia.* Arhiva Comitetului geologic, București, 1958.

[6] Huică, I. și Stănoiu, I. *Raport geologic pentru prospecțiuni de argile refractare în regiunea Botești—Bucovăț—Gladna Română.* Arhiva Comitetului geologic București, 1961.

[7] Huică, I. *Raport geologic asupra prospecțiunilor pentru argile refractare în zona Viezuroi—Schela Gorj.* Arhiva Comitetului geologic, București, 1963.

[8] Gherman, J., Huică, I. și Dicea, O. *Date noi asupra sării și formațiunilor cu sare din zona precarpatică dintre V. Slănicului de Buzău și V. Teleajenului.* Congresul al VI-lea al Asociației Geologice Carpato-Balcanice. Varșovia, 1963.

[9] Huică, I. și Dicea, O. *Geologia regiunii dintre V. Buzăului și V. Zimbroaia cu privire specială asupra vîrstei sării.* Dările de seamă ale ședinței Comitetului geologic, vol. II, București, 1962.

[10] Huică, I. și Socoleanu, D. *Raport geologic de prospecțiune pentru cărbuni în zona Vulcănești—Mălăești.* Arhiva Comitetului geologic, București, 1962.

[11] Huică, I., Luță, S., Sîrbu, F. *Raport geologic de prospecțiuni pentru cărbuni în regiunea Strehaia—Broșteni—Peștana Jiu.* Arhiva Comitetului geologic, București, 1962.

[12] Macar, P. *Principes de geomorphologie normale.* Liége, 1946.

[13] Nosal, V. I. și Ciupin, P. P. *Practica, criteriul adevărului în știință.* Traducere limba rusă, București, 1963.

[14] Tufescu, V. *Modelarea naturală a reliefului și eroziunea accelerată.* Editura Academiei R.S.R., București, 1966.

Formațiunea de Schela și perspectivele ei economice

C. Drăghici,
M. Biloiu,
Maria Isac și
I. Huică

Pe rama de sud a munților Vulcan, în nordul Olteniei, se cunoaște o alternanță de roci argiloase, grezoase și conglomeratice dinamometamorfozate, cercetate pentru prima dată de L. Mrazec [15] [16] la Schela unde au cea mai tipică dezvoltare și de unde își trag și numele. Modul de prezentare și de dezvoltare a acestei formațiuni a fost relevat în linii mari de către L. Mrazec [15], iar unele caractere petrografice — de către G. Manolescu [13]. Cu ocazia acestor cercetări s-a arătat și existența antracitului, menționat anterior și de Gr. Ștefănescu [27].

Problemele cu privire la geologia și vîrsta formațiunii de Schela au fost discutate în repetate rînduri de către numeroși cercetători [12] și [20] fără a se ajunge la o concluzie edificatoare. În schimb, posibilitățile economice ale acestei formațiuni au fost mai puțin discutate. Începînd cu anul 1952 s-au executat la Schela — Viezuroi diferite tipuri de lucrări geologice [6], [14], [25], [5], [2], [3], [9] [1], dintre care numai unele au contribuit pe plan local la clarificarea unor probleme cu caracter economic legate de zăcămîntul de antracit și șisturile pirofilitice cu proprietăți refractare. Aici merită să relevăm progresul care s-a realizat în zona minei Schela, unde s-a reușit să se descifreze structura locală a zăcămîntului de antracit și relațiile cu rocile înconjurătoare. Pe baza acestor date Gr. Răileanu, N. Grigoraș, N. Oncescu și T. Plisca [24] au prezentat o orizontare în cadrul formațiunii de Schela, structura fiind încadrată la tipul I, pe considerentul că se prezintă foarte tectonizată. I. Serbănescu [25], folosind pe lîngă datele de la exploatare și unele date din forajele Comitetului de Stat al Geologiei, a elaborat o nouă concepție, considerînd că antracitul se dezvoltă într-un orizont cu două nivele care au continuitate în cadrul structurii.

★

Antracitul de la Schela s-a exploatat, după E. V. Bărbulescu [1], încă din anul 1891 pînă în anul 1948 într-un ritm foarte lent, uneori cu întreruperi. O dată cu trecerea acestor lucrări în patrimoniul Statului, exploatarea antracitului s-a mai amplificat.

Sisturile pirofilitice* cu însușiri refractare (denumite impropriu argile refractare) s-au exploatat, fie concomitent cu antracitul, fie separat, fiind folosite pe plan industrial local. Exploatarea ambelor substanțe s-a menținut și se menține la un nivel scăzut din cauza necunoașterii bazei de materie primă pe care să se fundamenteze o exploatare sistematizată.

Necesitățile crescînde de material refractar pe plan național au impus reluarea cercetărilor geologice din zona Viezuroi — Schela. Prin reluarea acestor cercetări în cadrul Comitetului de Stat al Geologiei s-a impus rezolvarea unor probleme care să ducă în mod nemijlocit la precizarea perspectivelor de rezerve pentru antracit și șisturi pirofilitice cu însușiri refractare pe întreaga zonă. Soluționarea acestor probleme a necesitat executarea unui program de lucrări geologice complexe care au urmărit :

— stabilirea extinderii formațiunii de Schela și delimitarea perimetrelor purtătoare de antracit și șisturi pirofilitice ;

— stabilirea structurii geologice a zonei purtătoare de antracit și șisturi pirofilitice și caracteristicile acestor zăcăminte ;

— aprecierea perspectivei de rezerve de antracit și șisturi pirofilitice ;

— aprecierea asupra modului de valorificare a acestor substanțe ;

— perspectivele economice ale formațiunii de Schela.

Analizarea acestor aspecte va duce la o serie de date noi care vor permite să se precizeze unele elemente legate de perspectivele de rezerve de antracit și șisturi pirofilitice cu însușiri refractare din formațiunea de Schela.

Pentru a putea analiza aceste aspecte vom prezenta în prealabil o scurtă caracterizare geologică a zonei dintre valea Sușiței și valea Porcului [4].

În zona dintre valea Sușiței și valea Porcului (fig. 1), se întîlnesc șisturile cristaline ale seriei de Lainici — Păiuș, granitul de Sușița, șisturile cristaline ale seriei clastice, formați-

* Denumirea de șisturi pirofilitice a fost atribuită acestor roci de către D. Giușcă.

unea de Schela, calcarele mezozoice și nisipurile și pietrișurile miocene.

Fundamentul zonei Viezuroi — Schela este constituit din granite de Susița și gnaisele psamitice ale seriei clastice, care se dezvoltă la zi din valea Vijoaiei către nord-est. Peste acestea se dispune transgresiv formațiunea de Schela, care este acoperită tectonic la rîndul ei de granitele și șisturile cristaline din fundament (fig. 2). Dacă în zona Schela s-a sesizat poziția tectonică a șisturilor cristaline și a granitului peste formațiunea de Schela, ea a rămas neclarificată pe plan regional pînă în anul 1964. Această împingere a fomațiunilor din fundament peste formațiunea de Schela, luată în considerație pe plan restrîns și în accepția vîrstei liasice a formațiunii de Schela, a fost atribuită mișcărilor alpine, ajungîndu-se, în unele cazuri să fie confundată cu Pînza Getică [26]. Autorii lucrării de față sînt de părere că formațiunea de Schela aparține carboniferului [15], [16], [19] și consideră că împingerea și încălecarea formațiunilor din fundament revine mișcărilor hercinice tardive.

Procesul de împingere a provocat cutări strînse cu fenomene de budinaj (fig. 3), striviri intense pe planele de alunecare (fig. 4) și alunecări de pachete de roci sub formă de solzi precum și un slab dinamometamorfism metric.

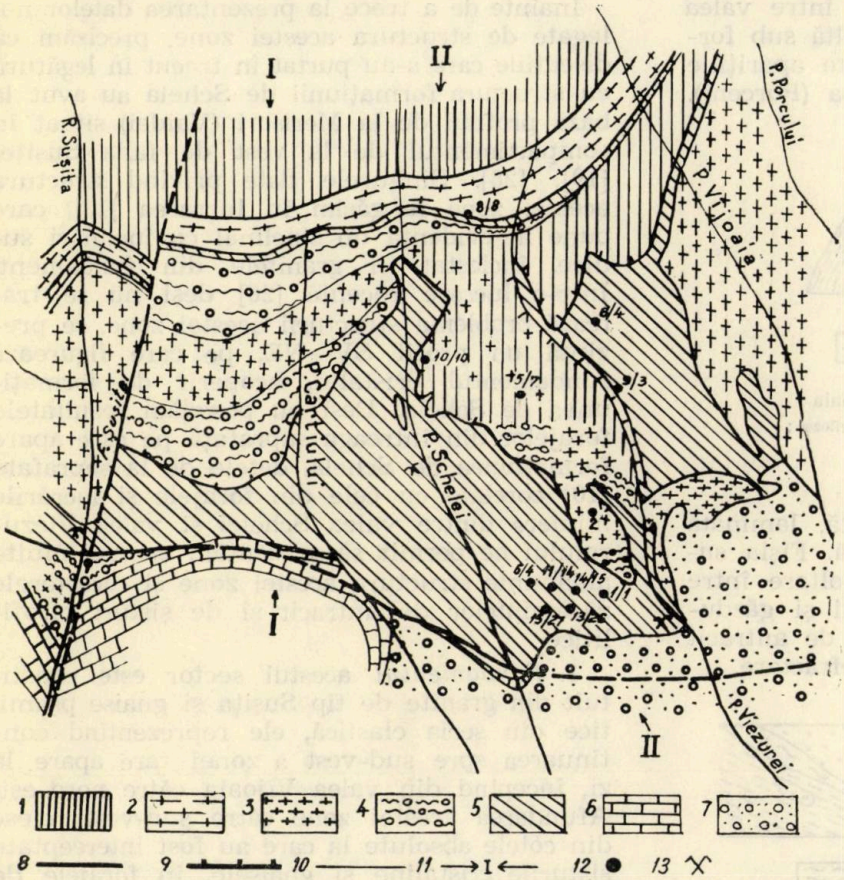


Fig. 1. Schița geologică a zonei dintre valea Susiței și valea Porcului :

1 — șisturile cristaline ale seriei de Lainici-Păiuș ; *2* — granite laminate ; *3* — granite de tip Susița ; *4* — seria clastică ; *5* — formațiunea de Schela ; *6* — calcarele mezozoice ; *7* — pietrișurile și nisipnr le neogene ; *8* — limită tectonică ; *9* — limita pînzei de încălecare ; *10* — limită normală ; *11* — direcția profilelor ; *12* — foraje ; *13* — lucrări miniere.

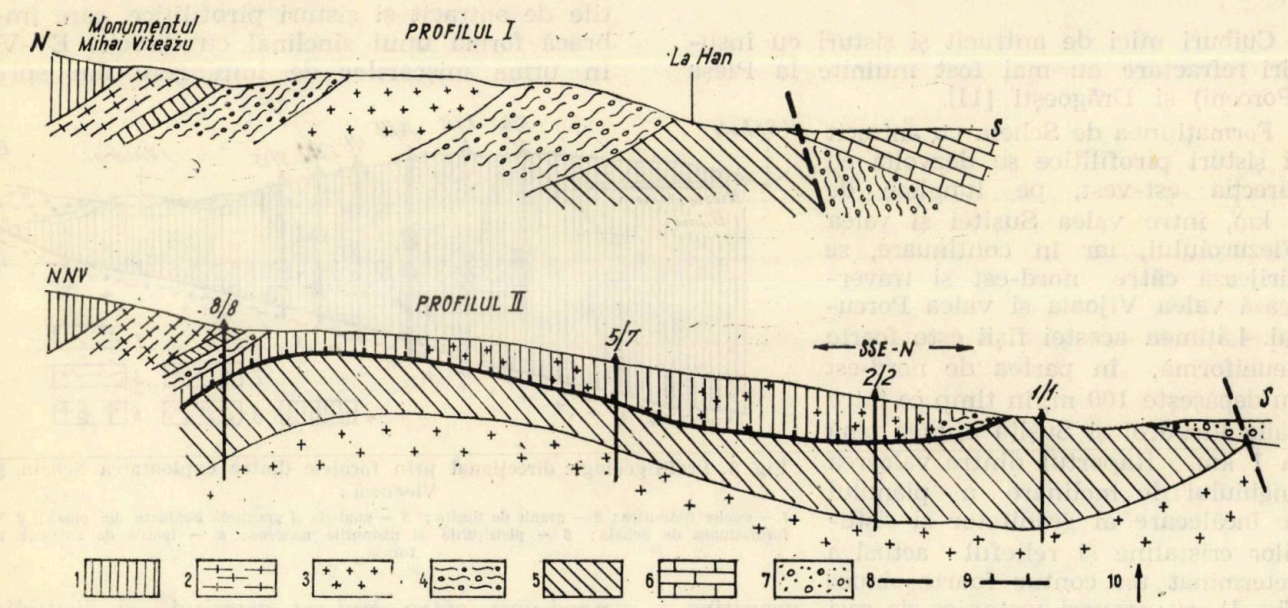


Fig. 2. Profile geologice prin zona V. Susiței — V. Porcului :

1 — șisturile cristaline ale seriei de Lainici-Păiuș ; *2* — granite laminate ; *3* — granite de tip Susița ; *4* — seria clastică ; *5* — formațiunea de Schela ; *6* — calcarele mezozoice ; *7* — pietrișurile și nisipurile neogene ; *8* — limită tectonică ; *9* — planul de încălecare tectonică ; *10* — foraje.

I. Extinderea formațiunii de Schela purtătoare de antracit și material refractar

Formațiunea de Schela, situată între valea Susiței și valea Porcului, se dezvoltă sub forma a două fîșii (lăsînd la o parte aparițiile din partea de sud-est de la Pleșa (Porceni).

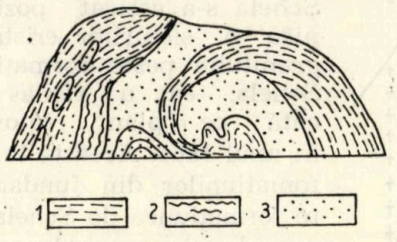


Fig. 3. Deschidere în valea Vîjoaia:
1 – șisturi argilo-grezoase; *2* – șisturi argiloase; *3* – gresii fine compacte.

Fîșia nordică este foarte îngustă, laminată și lipsită de importanță economică. Fîșia sudică prezintă cea mai largă dezvoltare între valea Susiței și valea Viezuroiului și găzduiește cele mai importante rezerve de antracit și șisturi pirofilitice cu însușiri refractare.

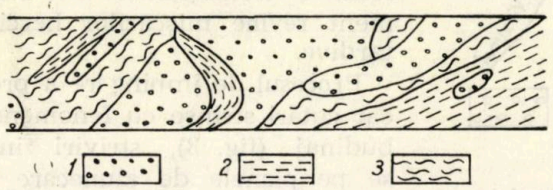


Fig. 4. Deschidere în galeria I. P. Frunzului:
1 – gresii cuarțoase; *2* – șisturi argiloase filitoase; *3* – șisturi argiloase cărbunoase.

Cuiburi mici de antracit și șisturi cu însușiri refractare au mai fost întîlnite la Pleșa (Porceni) și Drăgoești [11].

Formațiunea de Schela cu antracit și șisturi pirofilitice se dezvoltă cu direcția est-vest, pe lungime de 4 km, între valea Susiței și valea Viezuroiului, iar în continuare, se dirijează către nord-est și traversează valea Vîjoaia și valea Porcului. Lățimea acestei fîșii este foarte neuniformă, în partea de nord-est nu depășește 100 m, în timp ce între văile Viezuroi și Susița ajunge pînă la 1 km. Raportul dintre valoarea unghiului de înclinare a planului de încălecare al granitelor și șisturilor cristaline și relieful actual a determinat un contur foarte sinuos (fig. 1), cu acoperi tectonice de roci granitice și șisturi cristaline pe creste și cu intrînduri de formațiune de Schela pe văi.

II. Structura geologică a zonei cu zăcăminte și caracterele acestora

Înainte de a trece la prezentarea datelor noi legate de structura acestei zone, precizăm că discuțiile care s-au purtat în trecut în legătură cu structura formațiunii de Schela au avut la bază profilul de la Merișori (Vaidei) situat în compartimentul de la vest de falia Susiței [19], [28]. Singurele date privind structura acestei zone le găsim în lucrarea [13], care pune în evidență un sinclinal cu înclinări sudice, încleștat în granitele din fundament. Într-o lucrare recentă [26] deși nu se tratează problema structurii acestei zone, se prezintă un profil SV—NE, pe care figurează fundamentul cristalin, acoperit de formațiunea de Schela. Deși nu posedăm rezultatele forajelor din întreaga suprafață pe care apare formațiunea de Schela, datele de la suprafață [10] corelate cu cele din forajele și lucrările miniere dintre valea Schelei și valea Viezuroiului ne permit să prezentăm cu mai multe amănunte structura acestei zone și caracterele zăcămintelor de antracit și de șisturi pirofilitice.

1. *Fundamentul* acestui sector este constituit din granite de tip Susița și gnaise psamitice din seria clastică, ele reprezentînd continuarea spre sud-vest a zonei care apare la zi, începînd din valea Vîjoaia către nord-est. Afundarea acestei zone către sud-vest reiese din cotele absolute la care au fost interceptate șisturile cristaline și gnaisele, în forajele de pe profilul direcțional E—V (fig. 5). Acest fundament prezintă o boltire spre nord pe direcția forajelor 5/7 și 8/8 (fig. 6). Pe flancul sudic al acestei boltiri se situează bazinul cu lentile de antracit și șisturi pirofilitice, care îmbracă forma unui sinclinal cu direcția E—V. În urma mișcărilor de împingere din spre nord-vest către sud-est granitele și șisturile cristaline din fundament au fost antrenate peste acest bazin.

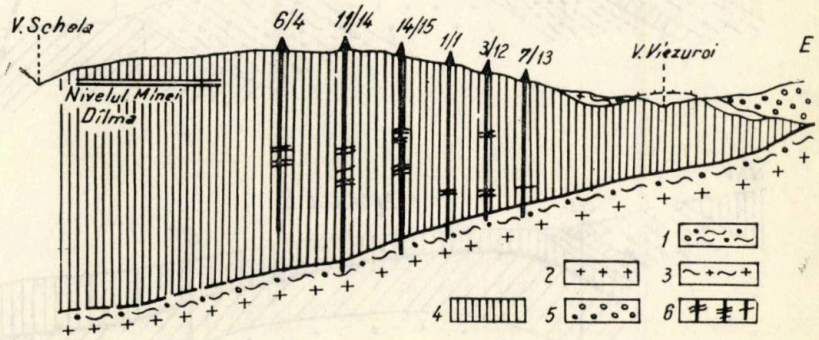


Fig. 5. Profil geologic direcțional prin forajele dintre exploatarea Schela și Viezuroi:
1 – gnaise psamitice; *2* – granit de Susița; *3* – gnaisele și granitele laminate din pînză; *4* – formațiunea de Schela; *5* – pietrișurile și nisipurile neogene; *6* – lentile de antracit în foraje.

Cît privește structura proprie a formațiunii de Schela din acest bazin, aceasta este o problemă complicată și pretențioasă, din cauza deranjamentelor frecvente și foarte evidente care au afectat aceste depozite. Alternanța de pachete de roci cu comportare diferită în condițiile presiunilor tectonice a dus la solzificări cu alunecări foarte frecvente în masele de roci incompetente (argiloase-șistoase) și la budinaje și zdrobiri în masele de roci competente (gresii, antracit). Această tectonică a fost apreciată în lucrările [15], [13] și [18], iar datele pe care le deținem din lucrările de la Schela și Viezuroi confirmă justețea acestor aprecieri. Procesul tectonic a fost acela care a determinat condițiile actuale de zăcămînt ale antracitului și șisturilor pirofilitice care se găsesc sub formă de cuiburi și lentile cu dispoziție relativ uniformă după anumite repere în masa frămîntată a formațiunii de Schela. Noua concepție [26], în care zăcămîntul apare într-un pachet cu două nivele de cărbune „cu continuitate și în afara perimetrului minier actual", considerăm că nu are valabilitate decît pentru actualul cîmp minier de la Schela.

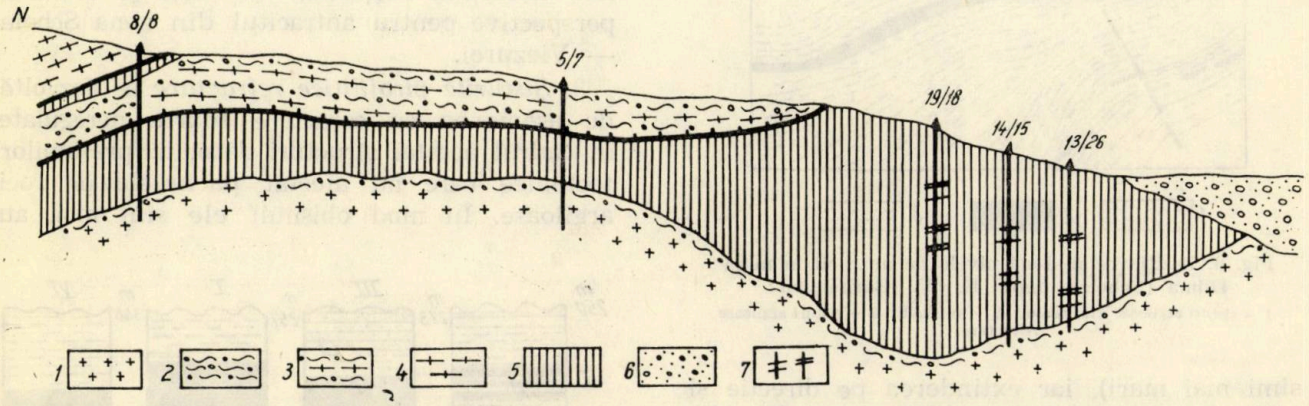


Fig. 6. Profil geologic transversal prin forajele din zona cu antracit dintre Schela-Viezuroi :
1 — granitele de Sușița din fundament; *2* — gnaisele psamitice din fundament; *3* — granitele și gnaisele din pînză; *4* — granite laminate; *5* — formațiunea de Schela; *6* — pietrișuri și nisipuri neogene; *7* — lentilele de antracit în foraje.

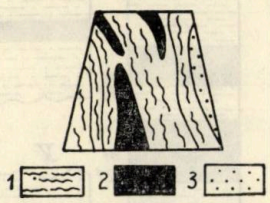


Fig. 7. Frontul galeriei 106 Dîlma după E. V. Bărbulescu :
1 — șisturi argiloase grafitoase; *2* — antracit; *3* — gresii.

Efilarea lentilelor de antracit este evidentă în lucrările miniere de la mina Schela (fig. 7), iar planele de solzi pînă la acelea de falii, care apar în cadrul zăcămîntului sau îl delimitează, scot în relief caracterul discontinuu al acestui zăcămînt (fig. 8) și tectonica specifică de solzi a formațiunii de Schela.

2. *Zăcămîntul de antracit* se găsește sub forma unor lentile cu dimensiuni foarte ne-

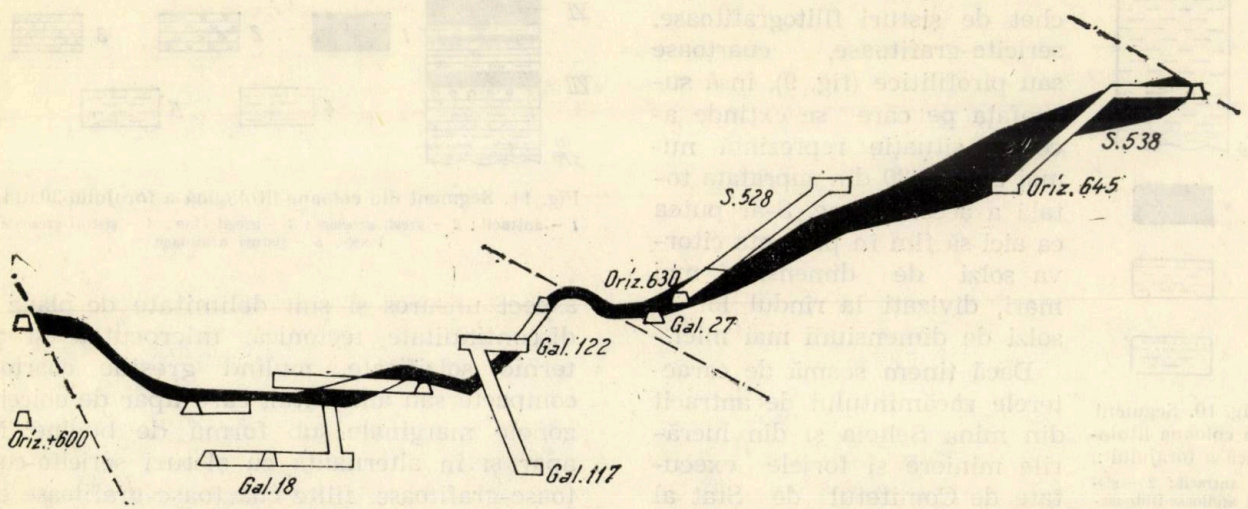


Fig. 8. Modul de dezvoltare al antracitului în mina Dîlma (Schela) după C. Enache.

regulate, cu grosimi de la ordinul centimetrilor pînă la maximum 10 m (foarte rare au fost cazurile cînd aceste lentile au avut gro-

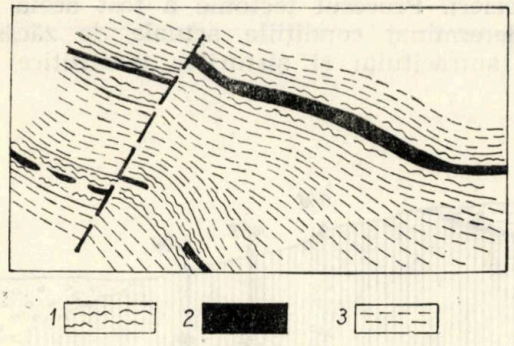


Fig. 9. Poziția celor două nivele de antracit în mina Dîlma (Schela) după E. V. Bărbulescu :
1 – șisturi argiloase grafitoase ; *2* – antracit ; *3* – șisturi argiloase refractare.

simi mai mari), iar extinderea pe direcție și înclinare variază între ordinul metrilor sau zecilor de metri pînă la acela al sutelor de metri. Variațiile elementelor spațiale sînt foarte neuniforme cu îngroșări sau subțieri pînă la efilare (fig. 7) sau terminații bruște după plane de solzi sau de falii (fig. 8).

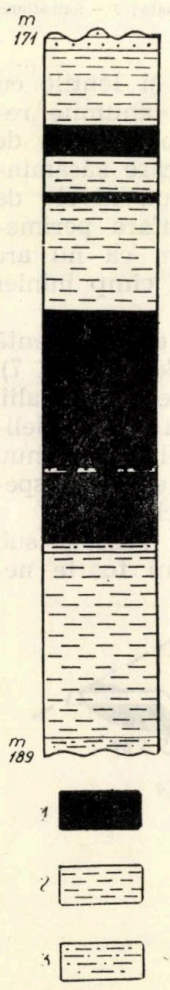


Fig. 10. Segment din coloana litologică a forajului :
1 – antracit ; *2* – șisturi argiloase-filitoase-grafitoase ; *3* – șisturi grezoase argiloase.

Procesul tectonic pe lîngă fenomenul de dinamometamorfism care s-a manifestat selectiv în masa depozitelor din formațiunea de Schela, a acționat printr-un proces intens de solzificare, afectînd uneori și antracitul care în unele cazuri a fost sfărîmat, măcinat și amestecat cu șisturi argiloase. Este evident că în cîmpul minier de la exploatarea Schela apar două nivele de antracit într-un pachet de șisturi filitografitoase, sericito-grafitoase, cuarțoase sau pirofilitice (fig. 9), însă suprafața pe care se extinde această situație reprezintă numai circa 1/30 din suprafața totală a acestei zone. S-ar putea ca aici să fim în prezența cîtorva solzi de dimensiuni mai mari, divizați la rîndul lor în solzi de dimensiuni mai mici.

Dacă ținem seamă de caracterele zăcămîntului de antracit din mina Schela și din lucrările miniere și forjele executate de Comitetul de Stat al Geologiei, caracterul lenticular al antracitului cu o dispoziție după anumite repere în cadrul structurii iese în evidență cu multă claritate. Existența antracitului în foraje, de la un nivel sau două nivele (fig. 10) pînă la șapte nivele (fig. 11), la cote absolut diferite sub nivelul actualei exploatări, justifică concepția susținută de noi și deschide perspective pentru antracitul din zona Schela — Viezuroi.

3. *Șisturile pirofilitice refractare* se dezvoltă de asemenea cu caractere foarte neregulate în cadrul acestei structuri datorită presiunilor tectonice care au afectat pachetele de roci argiloase. În mod obișnuit ele sînt moi, au

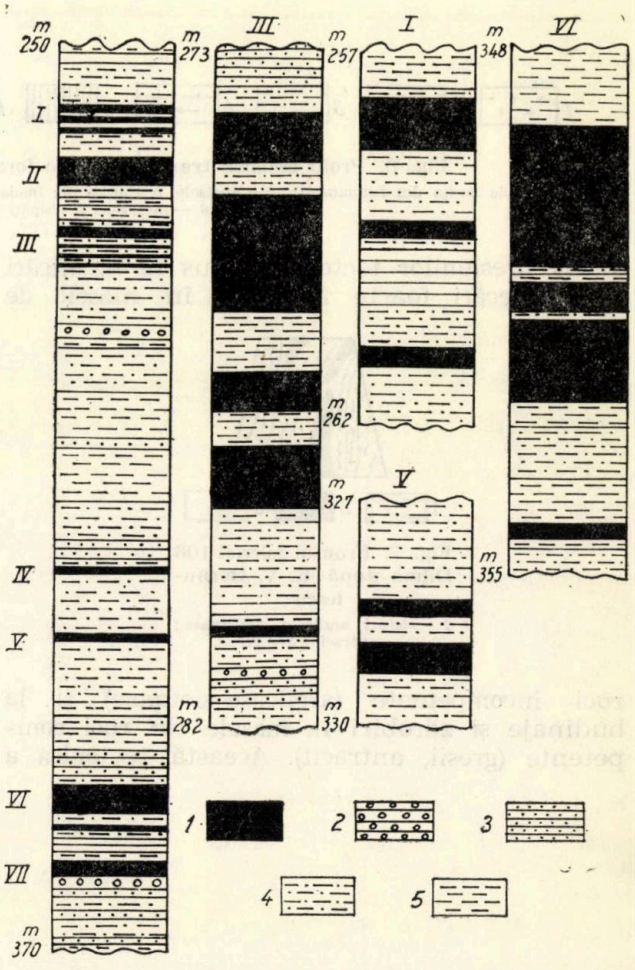


Fig. 11. Segment din coloana litologică a forajului 30.014/15 :
1 – antracit ; *2* – gresii grosiere ; *3* – gresii fine ; *4* – șisturi grezoase argiloase ; *5* – șisturi argiloase.

aspect unsuros și sînt delimitate de plane de discontinuitate tectonică, microcutate și puternic solzificate, mulînd gresiile cuarțoase compacte sau antracitul, care apar de obicei în zonele marginale sub formă de budine. Mai apar și în alternanță cu șisturi sericito-cuarțoase-grafitoase, filite cuarțoase-grafitoase etc., în acest caz putînd lua și forme de strate.

III. Perspectivele de rezerve de antracit și șisturi pirofilitice

Forma de zăcămînt a antracitului și a șisturilor pirofilitice a creat mari greutăți în procesul de cercetare geologică și în cel de exploatare minieră. Descifrarea structurii geologice a acestei zone și precizarea modului de dezvoltare a antracitului și șisturilor pirofilitice ne permit să facem aprecieri și asupra perspectivelor de rezerve.

1. Antracitul se localizează într-o zonă limitată de elemente reper : la vest de falia din valea Susiței, la est de închiderea periclinală a bazinului dintre Susița și Viezuroi situată la est de valea Viezuroi, la sud de o linie tectonică majoră care urmărește butonierele de cristalin din valea Schelei pînă în valea Susiței și la nord de o linie convențională care trece prin zona forajelor 5/7 și 9/3 care ar putea corespunde, fie unei linii tectonice, fie unui paleorelief care a delimitat zona de depunere a cărbunelui. Această suprafață este de circa 4 km^2 (fig. 1).

Interceptarea antracitului în toate forajele executate între valea Schelei și valea Viezuroiului de la un nivel în forajul 3/12 și 10/10 pînă la șapte nivele în forajul 14/15 (fig. 11) cu grosimi cuprinse între 0,10 și 11,00 m, pune într-o lumină favorabilă perspectiva rezervelor de antracit.

Modul de prezentare a zăcămîntului de antracit și adîncimile la care a fost întîlnit ne permit să nu fim de acord cu structura interpretată în lucrarea [26] și să vedem în această zonă o structură complicată cu lentile de antracit.

Aplicarea metodologiei de cercetare este strîns legată de forma de zăcămînt și poziția în spațiu a acesteia, legate la rîndul lor de tectonică. În cazul de față sîntem în prezența unui zăcămînt cu forme foarte neregulate, unice și cu o tectonică foarte pronunțată care nu ne permite să extindem cu certitudine pe distanțe mari rezultatele obținute, încît aprecierea unor perspective de rezerve este foarte pretențioasă. Pentru a ajunge totuși la un calcul estimativ al rezervelor de prognoză am utilizat două metode bazate pe date diferite : metoda comparativă și metoda statistică.

a) *Metoda comparativă.* Față de suprafața de 4 km^2 pe care se extinde formațiunea de Schela cu lentile de antracit, suprafața pe care se extind lucrările miniere de la exploatarea Schela este de 0,4 km^2, respectiv 10% din suprafața totală.

După datele statistice [1], din această suprafață s-au exploatat circa 250 mii tone de antracit. La același grad de mineralizare și în aceleași condiții tectonice ar fi posibil ca și în restul suprafeței de circa 90% să se găsească circa 2,25 mil tone rezerve de prognoză.

b) *Metoda statistică.* Lucrările de foraj executate între văile Schelei și Viezuroiului în rețea 200/150 m acoperă o suprafață de circa 0,50 km^2, respectiv 12% din întreaga suprafață considerată mineralizată. Pe această suprafață s-au însumat grosimile lentilelor de antracit întîlnite în foraje* și s-a stabilit o grosime medie de 4 m, ea reprezentînd coeficientul de mineralizare. Extinzînd acest coeficient pe întreaga suprafață, rezultă o rezervă de perspectivă de peste 20 mil tone antracit.

Diferența dintre cele două cifre de rezerve de prognoză este determinată de faptul că în prima variantă s-au extins datele de la nivelul exploatat în mina Schela, în timp ce în varianta a doua au intrat în calcul toate lentilele de antracit existente în formațiunea de Schela pe acest spațiu (mai multe nivele). Față de structura formațiunii de Schela din perimetrul respectiv și de nivelele de antracit interceptate de foraje, metoda statistică ar fi mai apropiată de realitate. În funcție de acest coeficient de mineralizare, de gradul de cunoaștere a părții situate la vest de valea Schela (mult mai redus) și de existența unor lentile de antracit izolate, am adoptat un coeficient de reducere de 60% rezultînd astfel o rezervă de prognoză de circa 8 mil tone, care prezintă un grad de certitudine mult mai ridicat în condițiile de zăcămînt cunoscute la Schela.

2. *Șisturile pirofilitice* au o arie de răspîndire mai întinsă decît a antracitului, depășind către nord chiar forajul 8/8. Frecvența nivelelor de șisturi pirofilitice în profilul străbătut de foraje este mult mai ridicată, iar grosimea acestora este mult mai mare decît a antracitului. Factorul tectonic a creat și în cazul șisturilor pirofilitice o serie de greutăți în ceea ce privește corelarea datelor din forajele din valea Viezuroiului executate în rețeaua de aproximativ 50/70 m.

Dacă în cazul de față n-ar interveni și indicele de refractaritate, care duce la complicații și mai mari, am fi putut aprecia rezervele de șisturi pirofilitice valorificabile economiei cu mai multă certitudine.

---

* S-au luat în considerare numai grosimile mai mari de 0,20 m probă recuperată.

Existența unor șisturi cu indice de refractaritate cu valori în jurul a 1 670°, valoare limită pentru argile refractare valorificabile economic în faza actuală pe plan național, ne-a determinat să luăm în considerație numai 50% din masa de rocă argiloasă. Dacă antracitul se ridică la ordinul a 8 mil tone, șisturile profilitice pot să ajungă la ordinul a cîtorva zeci de mil tone. La această apreciere s-a ținut seamă și de faptul că nu toate nivelele sînt valorificabile din cauza condițiilor miniere de exploatare foarte grele. S-a contat mai mult pe șisturile din imediata vecinătate a lentilelor de antracit, a căror exploatare se poate face concomitent.

IV. Aprecieri asupra modului de valorificare a antracitului și șisturilor refractare

Valorificarea acestor substanțe în condițiilor de zăcămînt arătate, pune probleme începînd cu faza de cercetări geologice și încheind cu faza de exploatare minieră. Pentru conturarea de rezerve de categoria C_1 la tipul de zăcămînt foarte neregulat de la Schela — Vierzuroi conform instrucțiunilor comisiei republicane de rezerve, se impune un volum de lucrări foarte mare (foraje într-o rețea foarte strînsă, combinate cu lucrări miniere).

Un alt specific al acestor zăcăminte este prețul de cost ridicat al lucrărilor miniere care, atunci cînd traversează zonele argiloase, necesită reprofilări numeroase.

O primă problemă care se pune în legătură cu creșterea eficienței economice este aceea a abaterii de la metodologia de cercetare obișnuită, respectiv executarea cercetărilor geologice numai pînă în faza de explorare preliminară cu foraje de la suprafață și un minim de lucrări miniere. A doua fază să înglobeze explorarea de mare detaliu, urmată de exploatare.

Pentru faza de explorare preliminară se ridică problema desimii forajelor în rețeaua de cercetare. Am apreciat că la echidistanța de 200/150 m se pot obține date orientative care să permită proiectarea unui schelet de lucrări miniere pentru cercetări geologice din care să se treacă ulterior la explorarea de mare detaliu cu foraje subterane și lucrări miniere și apoi la exploatare. Rezultatele obținute între Văile Schelei și Viezuroi permit stabilirea perspectivelor reale de rezerve de antracit și justifică cercetarea în extindere a acestui perimetru.

O a doua problemă care se ridică în legătură cu creșterea eficienței este aceea a exploatării concomitente a antracitului și a șisturilor refractare. Așa cum s-a arătat, în majoritatea cazurilor antracitul este situat în zăcămînt împreună sau în apropierea șisturilor pirofilitice. Cheltuielile de exploatare a antracitului ar fi diminuate prin valorificarea și a acestor șisturi.

Greutățile care s-au ivit în trecut la acest sistem de valorificare complexă pot fi înlăturate prin asistență geologică permanentă, care să asigure probarea sistematică a materialului refractar ce urmează să fie exploatat și să dirijeze sortarea lui pe haldă.

V. Perspectivele formațiunii de Schela

Formațiuni similare cu cele de la Schela se mai cunosc la est de valea Jiului între Stănceşti și Novaci. Aceste apariții au dezvoltare locală la suprafață, deoarece sînt acoperite, fie de depozite miocene, fie de cele din fundament și au în masa lor cuiburi de antracit și șisturi refractare.

Iviri izolate de formațiune de Schela mai sînt citate în bazinul Lotrului și Lotriței [17], [18], [7]. Formațiuni de Schela cu o dezvoltare mai mare se întîlnesc pe clina de nord a Munților Vulcan [13] și în bazinul Jiețului [21], ea reprezentînd partea superioară a formațiunii de Tulișa [22], [23].

Avînd în vedere că în majoritatea cazurilor formațiunea de Schela ocupă o poziție tectonică sau are extindere redusă, (cum este cazul ivirilor din valea Jieț, Lotru și Lotrița, pare că ea să fie lipsită de importanță economică. Zona din nordul Vulcanului poate să fie mai interesantă prin extinderea pe care o are pe rama de sud a bazinului Petroșani. Avînd în vedere factorii care participă la geneza argilelor, credem că numai zonele legate de masivele granitice prezintă perspective mai promițătoare pentru acumularea șisturilor refractare. Cît privește antracitul, perspectivele lui sînt legate de zona dintre Susița și Viezuroi la vest de Jiu și probabil și de zona Drăgoești, la este de Jiu.

În concluzie, se poate preciza că formațiunea de Schela găzduiește antracit și șisturi pirofilitice în proporție mai mare între valea Susiței și valea Viezuroiului. Zona respectivă are forma unei albii sinclinale cu direcția est-vest și este acoperită tectonic de granitele și șisturile cristaline ale fundamentului, venite dinspre nord-vest.

Zăcămîntul de antracit este reprezentat prin corpurile lenticulare rezultate în urma procesului de împingere, iar șisturile pirofilitice se găsesc sub forma unor corpuri neregulate, fie împreună cu antracitul, fie singure.

Perspectivele de rezerve în condițiile de zăcămînt arătate sînt favorabile și eficiența va fi mărită în momentul cînd se va trece la exploatarea concomitentă a ambelor substanțe.

BIBLIOGRAFIE

[1] Bărbulescu V. E. *Raport geologic minier cu situația rezervelor de antracit de la sectorul Schela.* Arhiva Comitetului geologic, 1961.

[2] Ciolos, I. *Studiu geologic privind rezervele de argilă refractară de la Viezuroi-Schela.* Arhiva Comitetului geologic 1958.

[3] Ciolos, I. *Studiu geologic privind rezervele de argilă refractară din zona Viezuroi.* Arhiva Comitetului geologic, 1959.

[4] Drăghici, C., Huică, I., Isac, M. și Biloiu, M. *Date noi privind geologia zonei Schela-Viezuroi.* Dările de seamă ale ședințelor Comitetului geologic, vol. LII/3, 1966.

[5] Ghenoiu, El. *Raport sumar asupra lucrărilor de foraje executate la Schela — Gorj.* Arhiva Comitetului geologic, 1953.

[6] Gherasi, N. *Raport asupra regiunii Schela-Gorj privind forajele de explorări pentru antracit.* Arhiva Comitetului geologic 1962.

[7] Ghica Budești Șt. *Études géologiques et pétrographiques dans les Munții Lotrului.* An. Inst. Geol., vol. XVI, 1934.

[8] Giușcă, D. *Contributions à l'étude de l'antracite de Schela.* Acad. Roum. Bull. Sect. Sci. XXIII/6, 1941.

[9] Gologan, O. *Raport asupra situației rezervelor de substanță refractară determinate prin lucrările de explorare executate la Viezuroi.* Arhiva Comitetului geologic, 1961.

[10] Huică, I. *Raport geologic de prospecțiuni pentru argilă refractară în zona Viezuroi-Schela Gorj.* Arhiva Comitetului geologic, 1963.

[11] Huică, I. *Raport geologic de prospecțiuni pentru argilă refractară în zona Porceni-Rafaila-Crasna.* Arhiva Comitetului geologic, 1964.

[12] Manolescu, G. *Das alter der Schela-Formation. Bull. Soc. Rom. Geol., vol. I, 1932.*

[13] Manolescu, G. *Etude géologique et pétrographique dans les Munții Vulcan.* An. Inst. Geol,, vol. XVII, 1937.

[14] Mateescu, I. *Studiul petrografic al zăcământului de Cărbuni de la Schela,* 1952.

[15] Mrazec, L. *Über die Antracitbildungen des südlichen Abdhanges des Südkarpaten.* Sitzungsb. d.K.Akad. Wissensch. 1—4, 1895.

[16] Mrazec, L. *Dare de seamă asupra cercetărilor geologice din vara anului 1897. Partea de est a Munților Vulcan.* București, 1898.

[17] Murgoci, G. *Cercetările geologice din vara anului 1897.II. Masivul Parîng.* București, 1899.

[18] Murgoci, G. *Cercetările geologice din vara anului 1898. V. Grupul superior al Cristalinului în munții Parîng, 1899.*

[19] Murgoci, G. *Asupra Formațiunii de Schela.* Dările de seamă ale Institutului geologic, vol. IV, 1912.

[20] Mutihac, V. *Stratigrafia și structura geologică a sedimentarului danubian din nordul Olteniei (între valea Motrului și valea Jiului).* Dările de seamă ale Institutului geologic vol. 4 part. II, 1964.

[21] Paliuc, G. *Étude géologique et pétrographique du massif du Parîng et des Munții Cîmpii.* An. Inst. Geol. vol. XVII, 1937.

[22] Pavelescu, L. și Pavelescu, M. *Geologia și petrografia văii Jiului Românesc între Oslea și Petroșani.* An. Com. Geol. vol. XXXIII, 1964.

[23] Pavelescu, L. *Contributions à l'étude du soubassement cristalin et l'aire de distribution des differentes formations cristallophylliennes dans la partie centrale et orientale de l'autochtone danubien.* Com. Congr. V al Asoc. Carpato-Balcanice, București 1963.

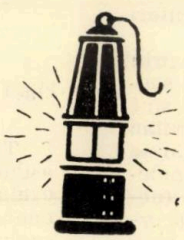
[24] Răileanu, Gr., Grigoraș, N., Oncescu, N. și Plisca T. *Geologia zăcămintelor de cărbuni.* Ed. tehnică, București, 1963.

[25] Semaka, Al. *Raport asupra cercetărilor geologice preliminare la Schela Gorj.* Arhiva Comitetului geologic, 1963.

[26] Șerbănescu, I. *Noi date geologo-miniere privind zăcământul de antracit Schela* Revista Minelor, vol. XVI, nr. 3, 1965.

[27] Ștefănescu, Gr. *Curs elementar de geologie,* București, 1890.

[28] Steckeisen A. *Profilul de la Vaidei* (Jud. Gorj). Dările de seamă ale Institutului geologic, vol. XVII, 1929.



INVENŢII-INOVAŢII

Metodă de săpare a puţurilor miniere prin straturi curgătoare aflate sub presiune la orice adîncime şi trusă pentru aplicarea acestei metode

Invenţia se referă la o metodă de săpare a puţurilor miniere prin straturi curgătoare aflate sub presiune la adîncimi oricit de mari în care pentru traversarea stratului curgător se foloseşte o trusă tăietoare circulară, de construcţie obişnuită, prevăzută cu un cuţit metalic în formă inelară, înaintarea trusei prin stratul curgător avînd loc prin împingeri succesive exercitate asupra trusei de către un număr de prese hidraulice.

Pentru străpungerea unor straturi curgătoare aflate sub presiune la adîncimi mari de peste 50 m operaţia de săpare a puţului se execută cu metodele obişnuite pînă în apropierea stratului curgător *A*, lăsîndu-se deasupra acestuia un strat rezistent cu rol de dop de siguranţă *B*, deasupra căruia se creează o cameră de lucru *C*, cu pereţi betonaţi. Operaţia de săpare foloseşte o trusă tăietoare *D*, de construcţie obişnuită deasupra dopului de siguranţă *B* amenajîndu-se un plan de sprijin *E*.

Camera de lucru *C* este compusă dintr-un corp interior de ghidaj *1*, căptuşit la interior cu tablă, care asigură verticalitatea trusei *D* în timpul săpării, un corp inelar 2, mai retras, care constituie camera preselor hidraulice pentru acţionarea trusei *D*, un inel de centură *3*, care serveşte pentru ancorarea preselor hidraulice şi preluarea forţelor de împingere ale acestora, şi un pinten de siguranţă *4*, care are rolul de a prelua forţele de reacţiune provenite de la prese şi a le transmite terenului după care, în vederea săpării se amenajează deasupra dopului de siguranţă *B* un planşeu de sprijin *E* compus dintr-o stivă de traverse de lemn *5*, o grupă de şine metalice *6* şi o placă metalică *7*, care preia forţa creată de presiunea stratului curgător *A* deasupra dopului de siguranţă *B*, şi o transmite straturilor rezistente înconjurătoare, prin intermediul unor stîlpi contrafişe *9* şi a pintenului de siguranţă *4* camerei de lucru *C*.

Trusa tăietoare circulară *D*, de construcţie obişnuită, este alcătuită dintr-un cuţit metalic inelar *10*, un inel de racordare *11*, din beton armat şi un număr de inele segmentate *12*, compuse din bolţari prefabricaţi *a*, din beton armat.

Operaţia de săpare are loc în mod obişnuit prin împingeri succesive, exercitate asupra inelelor segmentate *12* de către presele hidraulice *13*, care sînt mentate pe inelul de centură *3* în planul median al inelor segmentate *12* al trusei tăietoare *D*. Cursa preselor hidraulice *13* este egală cu înălţimea inelelor segmentate *12*, mărită cu o gardă. Pompele (neprezentate în figură) sînt amplasate la zi şi racordate pe înălţimea puţului prin tubulatură de presiune.

Pentru montarea bolţarilor este prevăzut un cărucior cu maşină circulară *14*, un palan *15* şi un dispozitiv de manevrare *16*, a bolţarilor *a*. Pentru colectarea apelor de infiltraţie şi evacuarea lor este prevăzut un dren *17* şi o pompă obişnuită (fig. 1).

Pentru prevenirea căderii trusei tăietoare *D* prin propria greutate în stratul curgător *A*, serveşte un dispozitiv de blocare (fig. 2) compus dintr-un număr de pîrghii metalice *18*, dispuse radial, articulate cu un capăt la planşeul de sprijin *E*, care pătrund cu celălalt capăt în locaşurile *b*, amenajate în bolţarii *a* ai inelelor segmentate *12* şi o şină circulară de reazem *19* (fig. 3).

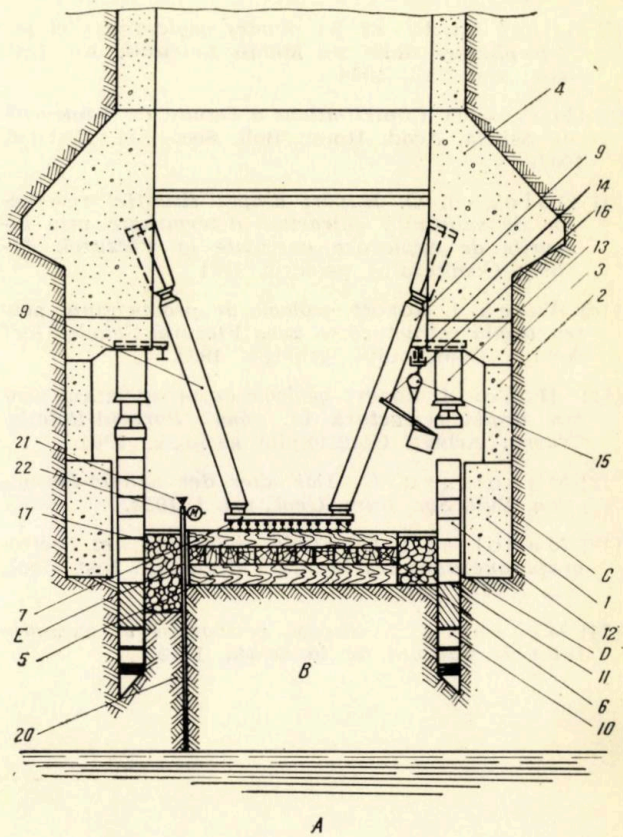


Fig. 1. Secţiune longitudinală în plan vertical prin axa puţului

Trusa foloseşte ca mijloc de control — pentru asigurarea unei presiuni a stratului curgător *A* egală cu valoarea luată în considerare la dimensionarea instalaţiei — o sondă *20*, prevăzută cu un capăt de erupţie *21* şi cu un manometru *22*, sondă care se introduce în stratul curgător *A* şi serveşte pentru evacuarea prin ea a apei şi a materialului în suspensie din apă, în cazul cînd presiunea din strat depăşeşte valoarea luată în considerare la dimensionarea instalaţiei.

Procesul de săpare a puţului cu trusa, prin straturile curgătoare cu presiune, se conduce în modul următor :

Pînă în apropierea stratului curgător *A*, astfel ca stratul rezistent din coperiș să creeze un dop de siguranță *B*, puțul se sapă cu metodele obișnuite.

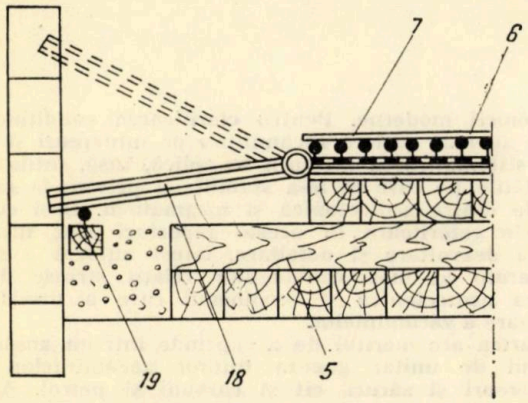


Fig. 2. Secțiune verticală prin dispozitivul de blocare.

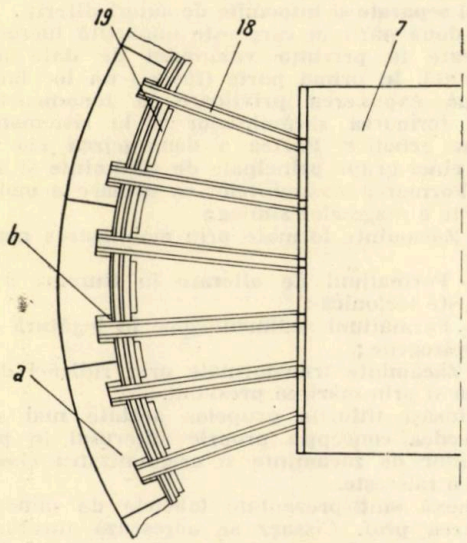


Fig. 3. Vedere în plan orizontal a dispozitivului de blocare.

În această zonă se sapă și se betonează camera de lucru *C*, se montează presele hidraulice *13*, se montează cuțitul trusei *10*, se toarnă inelul de racordare *11* și se amenajează sprijinul *E* al dopului de siguranță *B*, inclusiv stîlpii contrafișelor *9*. Se forează o gaură de sondă *20*, prevăzută cu capul de erupție *21* și manometrul *22* și se amenajează drenul *17*, pentru colectarea apelor de infiltrație. Se construiește apoi trusa tăietoare din inelele segmentate *12*, succesiv cu împingerea ei, pînă ce traversează dopul de siguranță *B* și stratul curgător *A*, înfigîndu-se cuțitul metalic *10* în roca rezistentă din culcuș.

După aceasta se demontează sprijinul E al dopului de siguranță și se continuă săparea puțului cu metodele obișnuite, protecția în stratul curgător fiind asigurată de inelele segmentate *12* ale trusei tăietoare *D*.

Aplicarea invenției prezintă următoarele avantaje :

— siguranță împotriva pericolului prăbușirii straturilor înconjurătoare prin posibilitatea pompării materialului fin (borchiș) din stratul curgător o dată cu apa ;

— se poate aplica la orice diametru și formă de puț ;

— se poate aplica la orice adîncime ;

— nu necesită utilaj special de foraj ;

— construirea căptușelii puțului în zona stratului curgător se execută în uscat, la loc fix, ceea ce permite mecanizarea operațiilor și asigură securitatea personalului ;

— nu necesită materiale speciale, substanțe frigorifice, substanțe chimice, ciment etc.

— dă posibilitatea de străpungere a straturilor curgătoare la orice adîncime ;

— are durată mică de execuție, căptușeala realizîndu-se o dată cu străpungerea ;

— cost minim față de metodele cunoscute în stadiul actual al tehnicii ;

— viteză de înaintare maximă, de circa 30 m pe lună.

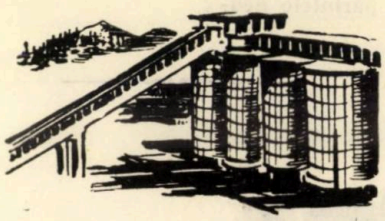
Brevet R.S.R. 42 428

Titular : Ministerul Minelor — Publicat : 14.2.1964

Autori : ing. Spirea Săvulescu, ing. Cornel Dumitrescu, ing. Radu Slăvescu, ing. Gh. Benga, ing. Gh. Flegont, ing. S. Stoianovici — Dosar O.S.I. 45477

Clasificare : 5 c, 1 — 8

Ing. *M. Vrînceanu*



Recenzii

Arnold Cissarz. **Introducere în studiul general și sistematic al zăcămintelor**, Stuttgart, 1965.

Interpretarea fenomenelor cărora li se datorește formarea zăcămintelor a făcut în ultimele două decenii obiectul unor ample discuții pe plan mondial. Datorită marilor progrese realizate prin cercetările geologice, geofizice și geochimice au putut fi obținute numeroase date noi asupra punerii în loc a depozitelor de substanțe minerale utile ; compoziția lor chimică și mineralogică a fost, de asemenea, studiată în modul cel mai amănunțit cu ajutorul noilor aparate și utilaje, pe care microscopia, röntgenografia și spectrografia le pune la dispoziția cercetătorilor. Pe baza unui material documentar din ce în ce mai cuprinzător, mai amplu, mai variat și mai detailat, s-au dezvoltat noi puncte de vedere, noi teorii și ipoteze, care în totalitatea lor tind la o cunoaștere mai adîncă a metalogeniei. Scopul final urmărit de cercetările referitoare la geneza zăcămintelor este stabilirea celor mai juste criterii pentru prospectarea, exploatarea, deschiderea și punerea lor în valoare. Multitudinea părerilor susținute la un moment dat nu poate crea confuzii sau incertitudini, cu condiția ca verificarea lor să se efectueze în timp util și cu rigurozitate științifică adecvată. Trebuie să admitem că aceste considerente au determinat prelucrarea și completarea primei ediții a cărții profesorului Cissarz de la Institutul pentru Cercetarea Subsolului din Hannovra.

Noua ediție pune în evidență necesitatea unei sistematici întemeiate și pe criterii geotectonice care să completeze pe cele pur genetice care stăteau pînă acum la baza clasificării zăcămintelor.

În partea generală a cărții se cuprinde o fundamentare geochimică a formării zăcămintelor și se arată interdependența dintre fenomenele care duc la punerea lor în loc. De asemenea, se analizează legătura dintre zăcămînt și complexul rocilor înconjurătoare.

Partea a doua a volumului este dedicată sistematicii. Aici se face pentru prima dată o încercare mai amplă de a introduce sistematica bazată pe geneză, așa cum o preconizează H. Schneiderhöhn, în schema geotectonică fundamentală, stabilită de H. Stille. O asemenea îmbinare între fenomenele de orogeneză și cele care au dus la formarea zăcămintelor de săruri a fost inițiată încă de acum cîteva decenii de însuși marele savant Stille, părintele geotectonicii moderne. Pentru clarificarea condițiilor în care au luat naștere zăcămintele de minereuri și pentru sistematizarea acestora se aplică, însă, întîia oară legitățile pe care el le-a stabilit cu privire la raporturile dintre geotectonică și magmatism. Deși cunoștințele referitoare la aceste raporturi sînt încă în plină dezvoltare și detailare, totuși autorul a reușit să arate în mod convingător relații strînse dintre cauza geotectonică și fenomenul care a urmat, de formare a zăcămintelor.

Cartea are meritul de a cuprinde într-un ansamblu destul de unitar geneza tuturor zăcămintelor, atît minereuri și săruri, cît și cărbuni și petrol. Astfel, apare interesantă și schema aleasă de autor pentru a prezenta într-un singur volum un material documentar, pe care ne-am obișnuit să-l găsim în lucrări cu totul separate și întocmite de autori diferiți.

Cele două părți în care este împărțită lucrarea sînt echilibrate în privința volumului de date pe care le prezintă. În prima parte (108 p.) un loc important îl ocupă expunerea privitoare la fenomenele care duc la formarea zăcămintelor și la sistematica lor pe baze genetice. Partea a doua (circa 120 p.) cuprinde cinci grupe principale de zăcăminte și anume :

I — Formarea zăcămintelor ca urmare a mobilizării epirogene a magmelor simice ;

II — Zăcăminte formate prin mobilizarea magmelor sialice ;

III — Formațiuni de alterare în timpuri de relativă liniște tectonică ;

IV — Formațiuni sedimentogene în legătură cu mișcările epirogene ;

V — Zăcăminte transformate prin ridicări de temperatură și prin mărirea presiunii.

Din însăși titlurile grupelor arătate mai sus, se poate vedea concepția proprie autorului în privința categoriilor de zăcăminte și originalitatea clasificării pe care o folosește.

În anexă sînt prezentate tabelele de minerale.

Lucrarea prof. Cissarz se adresează tuturor celor care vor să se documenteze asupra modului în care substanțele minerale utile au fost acumulate și au format concentrații mai bogate în anumite zone, regiuni sau provincii din scoarța pămîntului.

Cartea se adresează în mod special studenților în geologie, geografie, precum și minerilor, metalurgilor și chimiștilor.

Prof. **V. Patriciu**

Documentare

Czarkoski, H. **Tendințe în modernizarea preparării minereurilor de zinc și plumb.** Rudy i metale niezelazne, **11**, nr. 4, apr. 1966, p. 193—197

Încercările de preparare a minereurilor cu sulfuri de plumb și zinc fin diseminate în hidrocicloane cu medii dense au permis obținerea unor rezultate satisfăcătoare, concretizate prin separarea pe această cale a circa 60% din steril. În cazul minereurilor de oxizi de plumb și zinc, cea mai ridicată tehnologie de preparare este cea a flotației colective. Ulterior, concentratul colectiv astfel obținut este supus deșlamării sau flotației selective pentru obținerea a două concentrate bogate, a căror tratare metalurgică prezintă avantaje tehnico-economice deosebite.

Jenkinson, D.E. și Stabler, C.D. **Tendințe noi în prepararea cărbunilor din Scoția.** Mining Engineer, **125,** nr. 68, mai, 1966, p. 495—506.

La prepararea cărbunilor în granulație mare s-a trecut de la sortarea manuală la o sortare cu ajutorul radiațiilor Röntgen, capabilă de a separa automat cărbunele de blocurile de șist, pe baza diferenței de absorbție specifică a radiațiilor de către diferiții constituenți ai cărbunelului brut. Materialul tratat în acest mod are dimensiunile cuprinse între 75 și 150 mm.

Pentru cărbunele mărunt se practică separarea gravitațională în cuve Baum, urmată de flotație, pe această cale asigurîndu-se obținerea cărbunelui coc-sificabil.

Indiferent de granulație, noile instalații dispun de aparate destinate determinării automate și continue a umidității și a conținutului de cenușă din cărbuni.

Reed, N. **Tendințe noi în valorificarea cărbunilor.** Mining Journal, mai, 1966, p. 155—161.

O dată cu reducerea producției de cărbune a țărilor din vestul Europei, concomitent cu înrăutățirea calității cărbunelui extras, se constată și o diminuare a preocupărilor în domeniul preparării cărbunelui. În schimb, în alte țări care posedă pe lîngă cărbuni și rezerve mari de petrol sau gaze naturale, cum ar fi U.R.S.S., R. P. Polonă, Republica Socialistă România și R. S. Cehoslovacă, se urmărește creșterea producției de cărbuni, simultan cu sporirea capacității de preparare a cărbunilor.

Un domeniu cu totul nou de preocupări este cel al studierii posibilităților de extragere a benzilor sau a altor substanțe chimice sau combustibile din cărbune.

În ceea ce privește prepararea cărbunelui, se constată extinderea controlului automat al greutății specifice, la procedeul de preparare cu medii dense, precum și perfecționarea zețajului, clasării, deshidratării. Cercetările efectuate în prezent sînt îndreptate spre stabilirea influenței măcinării fine asupra gradului de eliberare a piritelor și de extragere a acestora din cărbune, în scopul reducerii conținutului de sulf din cărbunele spălat.

Fisher, J. R. **Dizolvarea cu ajutorul bacteriilor a unui minereu uranifer.** Canadian Mining and Metalurgical Bulletin, **59,** nr. 649, mai 1966, p. 588—592

Minereul uranifer este cantonat într-un conglomerat din care se propune să se extragă oxidul de uraniu prin dizolvarea „în situ", folosind produsele activității bacteriilor Thiobacillus ferroxidans.

Se descrie tehnica de laborator folosită pentru studiul acestor bacterii și pentru aprecierea modului de utilizare a proprietăților acestora în dizolvarea uraniului. Pe baza acestor rezultate s-a trecut la experimentarea în subteran. Se expune, în detaliu metoda de recuperare a oxidului de uraniu din apele de mină.

McGregor, R. A. **Recuperarea oxidului de uraniu prin dizolvare subterană.** Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, 59, nr. 649, mai, 1966, p. 583—587.

Experimentarea dizolvării în apă a minereului de uraniu, în subteran s-a efectuat cu bune rezultate în fază semiindustrială. Zona din subteran în care s-a realizat dizolvarea era o zonă părăsită, cu o aerisire foarte slabă. Dizolvarea s-a realizat, atît cu apă proaspătă, cît și cu ape acide din mină, prin spălare sub presiune și apoi printr-o respălare, conform unui ciclu predeterminat. În cursul experimentărilor s-a studiat și acțiunea bacteriilor asupra sulfurilor minerale. În prezent, procedeul se aplică pe scară industrială, permițînd obținerea, în condițiile unei soluții cu pH = 2,3 a circa 6 000 kg U_3O_8 lunar.

Kun, E. și Szabo-Pelsoczi, M. **Mărirea randamentului la flotația cărbunilor folosind o nouă schemă în circuitul celulelor.** Banyaszati Lapok, **99,** nr. 5, mai, 1966, p. 306—311

La o spălătorie de cărbuni, datorită creșterii cantității de cărbune care se supune spălării, s-a constatat o creștere a proporției de șlam, ceea ce a dus la supraîncărcarea secției de flotație. În scopul evitării acestei situații s-au studiat mai multe variante de repartizare a celulelor pe fazele de flotare, reflotare și curățire a cărbunelui flotat. În acest mod s-a putut obține o sporire a capacității de prelucrare simultan cu asigurarea unei spălări mai bune și a unui conținut mai redus de cenușă în cărbunele spălat.

Andersen, J. E. **Prepararea minereului de cupru prin dizolvare.** Australian Mining, **58,** nr. 4, apr., 1966, p. 35—39.

Zăcămîntul care formează obiectivul exploatării este format din sulfuri cu un conținut de 0,7—2% Cu și oxizi cu conținut de 2% Cu. Prepararea prin flotație nu a permis obținerea unor rezultate satisfăcătoare decît în cazul sulfurilor, ceea ce a dus la realizarea extragerii cuprului din întreaga producție de minereu cu sulfuri și cu oxizi prin dizolvare cu acid sulfuric. În acest scop la suprafața minei s-au realizat iazuri îndiguite pentru tratarea oxizilor și a sterilelor rezultate la flotația minereului de sulfuri.

Perdijon, J. **Analiza automată cu ajutorul radioactivității a minereurilor și concentratelor în uzinele de preparare.** Revue de l'Industrie Minérale, **48,** nr. 4, apr., 1966, p. 269—274.

Dacă o probă de minereu, concentrat sau steril, este iradiat cu un fascicul de neutroni, componentele probei devin radioactive, fiecare din acestea emițînd o radiație gama caracteristică, a cărei examinare permite sublinierea naturii și importanței fiecărui component. Acest sistem de analiză este independent de combinațiile în care se găsesc elementele sau de granulometria probei. În ceea ce privește dozarea cantitativă a componenților aceasta se poate face prin compararea cu un etalon iradiat în aceleași condiții.

O astfel de instalație, realizată în Franța, folosește drept sursă de neutroni tritium bombardat cu deuterium. Proba recoltată pe traseul fluxului tehnologic este transportată rapid, pe cale pneumatică, la o stație de măsurare a radiației gama. Toate operațiunile de analiză se desfășoară automat. Sensibilitatea metodei se situează în domeniul a 1—100 miligrame, durata de realizare a unei analize fiind de cîteva minute. La conținuturi de cîteva procente, precizia relativă a dozării este de 2%. Pentru viitor se preconizează reglarea instalației de preparare în mod automat prin comenzile emise de instalația automată de analiză.

Kutting, W. **Locomotivă pentru transportul pe monoșină suspendată la tavanul galeriei.** Glückauf, nr. 9, 27 apr., 1966, p. 411—414.

Noul tip de locomotivă, fabricat în Anglia pe baza unei licențe din Republica Sud Africană, se

realizează în mai multe variante constructive. Tipul Monorail are o putere de 33 CP și o viteză de 1,2—2,25 m/s ; tipul Autorail — 30 CP și 0,8—2 m/s ; tipul Mercedes HL — 32 CP și 2 m/s, iar tipul Bretby — o putere de 20 CP și o viteză de pînă la 2,7 m/s. Toate aceste tipuri de locomotive pot circula suspendate de monoșină, la pante de pînă la 30°, dezvoltînd o forță de tracțiune la cîrlig de 1 400—4 000 kgf. Avantajul realizării transportului pe monoșină, folosind locomotive, constă în faptul că devine posibilă circulația comodă pe monoșine ramificate, ceea ce nu se poate realiza în cazul tracțiunii cu ajutorul troliilor cu cablu.

Cehobici, M. K. **Determinarea densității raționale a forajelor de explorare a unui zăcămînt cuprifer.** Razvedka i ohrana nedr, **32,** nr. 4, apr. 1966, p. 24—29.

Zăcămîntul se caracterizează prin lipsa unui contur bine determinat și prin variația foarte mare a conținutului de cupru atît în zona centrală, cît și mai ales spre extremități. Concentrarea amplasării forajelor de exploatare pornește de la ideea folosirii rezultatelor obținute la explorarea unor zăcăminte asemănătoare și a datelor rezultate din probarea lor pe parcursul exploatării. Densitatea forajelor de exploatare s-a determinat astfel ca funcție de eroarea admisă în stabilirea conținutului de metal. În ceea ce privește probarea, s-a folosit noroiul de spălare colectat la fiecare marș.

Eroarea admisă la determinarea conținutului de metal a fost de 10% pentru rezervele din categoria A, ceea ce duce la o rețea de 30 × 30 m. Pentru rezervele de categoria B, rețeaua propusă este de 200 × 200 m. În funcție de variația conținutului de metal în zonele de apropierea contactului, densitatea forajelor se reduce sau se majorează, introducînd în calcul un coeficient de neuniformitate.

Spedden, H. R. **Extracția cuprului din sterilele de haldă.** Mining Engineering, **18,** nr. 4, apr. 1966, p. 57—62.

În prezent, 25% din producția de cupru a Statelor Unite se obține prin noul procedeu de recuperare în precipitatoare de tip conic. Progresele obținute în domeniul extragerii cuprului prin dizolvare au impus efectuarea unor experimentări la scară laborator, pilot și semiindustrial. Aceste experimentări s-au referit la extragerea cuprului din soluții, pe cale electrolitică, extracția cu ajutorul solvenților și a schimbului de ioni, cementarea cu fier în jgheaburi, tamburi de precipitare. jgheaburi activate și conuri de precipitare. În urma acestor experimentări s-a realizat un con de precipitare care poate prelucra cantități foarte mici de soluții cu conținut de cupru. Conul precipitator constă dintr-un rezervor de 7,2 m înălțime, avînd diametrul de 4,2 m, în interiorul căruia se montează un con inversat cu înălțimea de 3 m și diametrul de 3 m. Folosirea acestei instalații permite recuperarea cuprului în condiții mai avantajoase, valoarea acesteia putînd ajunge la circa 90%. Se menționează că procesul poate fi automatizat în ceea ce privește manipularea produselor și control.

REVISTA MINELOR, organ al Ministerului Minelor și al Consiliului Național al Inginerilor și Tehnicienilor din Republica Socialistă România — Redacția și administrația, București, str. General Budișteanu nr. 11 bis, Raionul 16 Februarie, telefon : 15.15.40. Revista este editată de Oficiul de documentare și publicații tehnice al Ministerului Minelor. Abonamentele se primesc la administrația revistei. Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinetele tehnice în contul nostru de virament : 024 002. B. N. a Republicii Socialiste România, Filiala 30 Decembrie. Tarif pentru întreprinderi : 100 lei anual ; tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri : 30 lei anual. Costul unui exemplar 5 lei. Tiparul : I P „Informația", str. Brezoianu nr. 23—25, București.

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XVIII | Nr. 2 | FEBRUARIE 1967

СОДЕРЖАНИЕ

Габриан, В. и Курпэн, К. *Системы разработки большой производительности, применяемые при эксплуатации жильных месторождений горного района Бая Маре* (1).

Брэдяну, Н. *Проблема автоматизации шахтных водоотливных установок.*

Приводятся способы автоматизации шахтных водоотливных установок и вносятся предложения для практического разрешения этих вопросов.

Маня, А. *Соображения относительно защиты против поражения электрическим током при использовании реле утечки.*

Указываются условия, при которых дефект изоляции электрических установок вызывает опасную утечку тока и зависимость их от сопротивления и емкости сети по отношению к земле.

Томуш, И. *Современные методы и способы, применяемые в горной промышленности Венгерской Народной Республики.*

Описывается несколько способов, применяемых в борьбе с метаном и с рудничными пожарами в ВНР.

Хуикэ, И. *Форма рельефа — подсобный элемент в геологических поисках.*

Излагаются геоморфологические критерии поисков некоторых месторождений полезных ископаемых.

Дрэгич, К. *Формация Скела и ее экономические перспективы.*

Представлены геологические и экономические данные на современном этапе изучения; дана оценка экономического значения полезных ископаемых формации Скела.

ИЗОБРЕТЕНИЯ-НОВАТОРСТВО

РЕЦЕНЗИИ

ДОКУМЕНТАЦИЯ

CONTENTS

Gabrian, V. and Curpăn, C. *Higher productivity methods of working mineral veins in the Baia Mare region (I).*

Brădeanu, N. *Problems arised on automation of mine pumping stations.*

The paper states the automation methods used for underground pumping stations and suggests means for practical solving of problems arised.

Manea, A. *Considerations on the protection against electrocution by leakage relays.*

The paper points out the conditions in which an insulation fault causes dangerous leakage currents and their dependance on the resistance and capacity to earth of the system.

Tomuș, I. *Modern mining methods and technologies used in the Hungarian Popular Republic.*

The paper describes a few technologies applied in fighting firedamp and underground fires.

Huică, I. *The surface relief — an assisting element in geological prospecting.*

The paper presents the prospecting geomorphologic aspects of some useful minerals, nonmetaliferous, salts and coal deposits.

Drăghici, C. *The Schela formations and its economical perspectives.*

The paper presents geological and economical data insisting on the present stage of knowledge and estimates the economic value of useful substances found in the Schela formation.

INVENTIONS-INOVATIONS

REVIEWS

DOCUMENTATION

INHALT

Gabrian, V. und Curpăn, C. *Abbaumethoden erhöhter Produktivität im Bergbaugebiet von Baia Mare (I).*

Brădeanu, N. *Probleme der Automatisierung der Pumpstationen untertage.*

Im Artikel verden die verschiedenen Verfahren der Automatisierung von untertägigen Pumpstationen kurz beschrieben und Vorschläge für deren praktische Verwendung gemacht.

Manea, A. *Betrachtungen bezüglich der Sicherung gegen elektrische Schläge durch Verwendung von Erdschlussrelais.*

Es werden die Bedingungen beschrieben unter welchen ein Isolationsschaden an den elektrischen Einrichtungen gefährliche Erdschlussströme verursacht. Desgleiche wird die Abhängigkeit dieser Ströme von dem Widerstand und der Kapazität derselben gegenüber der Erdung des Leitungsnetzes behandelt.

Tomuş, I. *Moderne Methoden und Verfahren im Bergbau der Ungarischen Volksrepublik.*

Im Aufsatz werden einige bei der Bekämpfung der Schlagwettergefahr und der Grubenbrände angewendete Verfahren beschrieben.

Huică, I. *Die Form des Erdreliefs — ein Hilfselement bei geologischen Schürfungen.*

Der Artikel beschreibt die für die Erschürfung einiger Lagerstätten von Nichteisenerzen, Salz und Kohle in der Rumänischen Volksrepublik in Betiacht zu ziehenden geomorphologischen Kriterien.

Drăghici, C. *Die Schela — Formation und deren wirtschaftliche Aussichten.*

Es werden die sich auf gegenwärtige Verhältnisse beziehenden geologischen und wirtschaftlichen Daten mitgeteilt und der Wert der in der Schela — Formation enthaltenen nützlichen Substanzen abgeschätzt.

ERFINDUNGEN UND NEURUNGEN

REZENSIONEN

DOKUMENTIERUNG

SOMMAIRE

Gabrian, V. et Curpăn, C. *Une méthode d'exploietation à productivité accrue appliquée dans les gisements filoniens du bassin minier de Baia Mare* (I)

Brădeanu, N. *Problèmes de l'automation des stations d'exhaure.*

Sont énoncés les procédés d'automation des installations d'exaure, en avançant des propositions pour l'application pratique de ces principes.

Manea, A. *Considérations concernant la protection contre l'électrocution par l'emploi des relais de fuite.*

Sont présentées les conditions à la suite desquelles un défaut d'isolement des installations électriques peut provoquer des courants de fuite dangereux, ainsi que la dépendance de ceux-ci de la résistance et de la capacité du réseau par rapport à la terre.

Tomuş, I. *Méthodes et procédés modernes appliqués dans l industrie minière en Hongrie*

On donne la description de quelques procédés appliqués pour combattre le grisou et les feux de mines.

Huică, I. *La forme du relief — un élément auxiliaire dans la prospection géologiques.*

Sont présentés les critériums géomorphologiques pour la prospection de certains gîtes métallifères, non-métalliques, de sel gemme et de charbon de la Roumanie.

Drăghici, C. *La formation de Schela et ses perspectives économiques.*

On présente les particularités géologiques et les caractéristiques économiques de la formation de Schela, le stade actuel de la prospection et de la recherche, ainsi qu'une estimation de la valeur économique des substances minérales utiles y contenues.

INVENTIONS — INNOVATIONS

COMPTES-RENDUS

DOCUMENTATION

MŰSZAKI KÖNYVTÁR 1963

Combinatul carbonifer VALEA JIULUI

PUȚUL PRINCIPAL DE EXTRACȚIE E. M. LONEA

— proiectat de IPROMIN
— construit de T. C. M. M.
— echipat cu instalație de extracție cu schip de 9 tone
— capacitatea de producție: 1 300 000 tone an, în regim de 14 ore pe zi.

MINISTERUL MINELOR

ODPT

1967 APR 20

OFICIUL DE DOCUMENTARE ŞI PUBLICAŢII TEHNICE

București ● str. General Budișteanu nr. 11 bis ● raion 16 Februarie
telefon 16 79 28

ODPT elaborează și editează, în scopul informării și documentării operative a inginerilor și tehnicienilor din industria minieră, următoarele publicatii: REVISTA MINELOR, cu apariție lunară; COLECȚIA DE CAIETE DOCUMENTARE (șase titluri, care apar lunar sau trimestrial), conținînd: noutăți tehnico-economice din industria minieră mondială; materiale selectionate prezentate la diferite congrese și simpozioane internaționale; schimb de experiență din țară și străinătate; invenții, inovații; brevete; utilaje noi etc.

ODPT efectuează pe baza comenzilor de la unitățile miniere și terți: lucrări de sinteză pe teme date; cercetări bibliografice; editări de manuale pentru cursurile de perfecționare ale muncitorilor minieri; materiale de propagandă pentru protecția muncii (afișe, pliante etc.); traduceri ș. a.

ODPT multiplică: instrucțiuni, acte normative, norme de lucru etc. pe bază de comenzi.

ODPT produce la comanda unităților: filme cinematografice de scurt metraj, pe 16 mm, conținînd instructaje privind tehnica securității și protecția muncii și tehnica nouă în minerit, precum și copii de filme din aceste domenii.

ODPT execută: microfilme, diafilme, diapozitive, fotocopii, precum și alte lucrări din domeniul foto-cinematografic necesare unităților miniere.

OFICIUL DE DOCUMENTARE ŞI PUBLICAŢII TEHNICE

E 1433

3

MARTIE
1967
VOLUMUL XVIII

REVISTA MINELOR

combinatul carbonifer VALEA JIULUI

Turnul de extracție E. M. Aninoasa

E 1433

MŰSZAKI KÖNYVTÁRI DOKUMENTÁCIÓS SZOLGÁLAT 1883

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XVIII Nr. 3 1967

CUPRINS

Gabrian, V. şi Curpăn, C. **Metode de exploatare de productivitate mărită, aplicate în bazinul minier Baia Mare (II)** . . . . . 89—101

Matei, I. **Reglarea debitelor de aer în reţelele complexe de aeraj prin metoda programării liniare** . . . . . 101—111

Buciu, C. **Contribuţii la problema influenţei temperaturii tulburelii la prepararea blendelor.** . . . . . 111—116

Deleanu, D. **Calcularea conţinuturilor şi rezervelor zăcămintelor de azbest crizotil tip Banat** . . . . . 117—121

Şerbănescu, I. şi Pănoiu, N. **Zăcămîntul de huilă din bazinul Rusca Montană** . . . 122—129

NOTE

Niţă Pion, P. **Ferolitele din podişul Lipovei, stratigrafia şi originea lor.** 129—134

RECENZII

INVENŢII INOVAŢII

DOCUMENTARE

COMITETUL DE REDACŢIE

Conf. ing. LUBENESCU DAN, laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BÎRSAN TRAIAN, redactor responsabil adjunct: ing. ANTON PETRE; ing. BĂLTĂREŢU RAUL; geol. GURĂU ANDREI; prof. dr. docent HUBER PANU ION, membru corespondent al Academiei Republicii Socialiste România: ing. MILIŢESCU ERACLE; ing. MOGHIOROŞ EMERIC; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. POPESCU GABRIEL; ing. SCRIPĂŢ VASILE; ing. ŞONCODI CORIOLAN; ing. VALVARIC NICOLAE

Încărcare, transport și golire cu un singur om

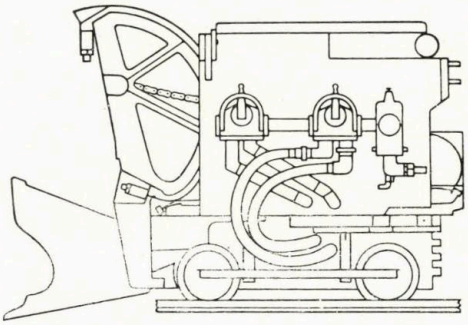
Mașina de încărcat și transportat T2G, avînd capacitatea cupei de 120 litri și a silozului de 750 litri, este economică în practică pentru încărcare și transport pe distanțe pînă la 200 m.

Se livrează și alte tipuri de mașini de încărcat și transportat pe roți cu cauciucuri sau pe linie ferată. Toate mașinile sînt caracterizate prin: ușurința de manipulare, viteză ridicată de lucru și pătrundere ușoară a cupei în material.

Cereți prospecte gratuite completînd cuponul de mai jos și trimițîndu-l la MAȘINIMPORT, București, str. M. Eminescu nr. 10

ATLAS COPCO AB STOCKHOLM 1 SUEDIA

Atlas Copco



Informațiile se doresc în limba germană ☐, engleză ☐, franceză ☐.

☐ Trimiteți-ne informații complete asupra mașinilor de încărcat și transportat Atlas Copco pe roți cu cauciucuri.

☐ Trimiteți-ne informații complete asupra mașinilor de încărcat și transportat pe linie ferată.

NUMELE _____

FUNCȚIA _____

ÎNTREPRINDEREA _____

ADRESA _____

4/67

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XVIII Nr. 3 1967

MAGYAR ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1863

TEHNICĂ *minieră*

Metode de exploatare de productivitate mărită aplicate în regiunea minieră Baia Mare (II)

Metoda de exploatare a filoanelor foarte subţiri cu înmagazinare în panouri scurte

Dr. ing. V. GABRIAN,
ing. C. CURPAN

În repartizarea procentuală a rezervelor minelor din regiunea minieră Baia Mare, un volum însemnat îl ocupă rezervele din filoanele foarte subţiri (grosimea sub 0,7 m) şi din filoanele subţiri (grosimea între 0,7 şi 2 m).

Exploatarea acestor filoane se caracterizează prin productivitate mică (2—2,5 t/post); diluţie cantitativă şi calitativă ridicată (20—30 şi chiar 55%); pierderi de minereu în pilieri şi rambleu care depăşesc mult 5—10% cît se prevede în literatura de specialitate, ajungînd pînă la 22%; preţ de cost la nivelul abatajului mai ridicat decît la filoanele groase etc.

Metodele de exploatare folosite actualmente în aceste filoane sînt următoarele:

— metoda de exploatare în felii orizontale şi rambleiere;

— metoda de exploatare cu înmagazinare (într-o măsură mai mică).

De asemenea, s-a mai experimentat şi s-a aplicat metoda de exploatare cu felii înclinate şi rambleiere.

În cazul metodelor de exploatare cu felii orizontale şi rambleiere s-au experimentat şi s-au aplicat puşcarea selectivă a minereului, podirea abatajului şi alte măsuri menite să ducă la micşorarea diluţiei cantitative şi calitative. În ceea ce priveşte puşcarea selectivă, datorită imposibilităţii de depozitare în abataj şi de evacuare separată a minereului şi sterilului aceasta nu a putut rezolva problema pierderilor şi diluţiei în mod satisfăcător.

În exploatarea filoanelor din bazinul minier Baia Mare, în afară de aspectele negative arătate mai sus, în decursul anilor s-au mai semnalat şi alte neajunsuri cauzate, fie de tehnologiile folosite, fie de metodele de exploatare aplicate. Astfel, metodele clasice cu înmagazinare duc la pierderi masive de minereu în pilieri şi de minereu înmagazinat în panouri (care trebuie reexcavat cu screperul), precum şi la o ridicare accentuată a temperaturii în abataje; metoda în felii orizontale şi rambleiere necesită executarea unui mare număr de rostogoluri din bolţari din beton etc.

În această situaţie, cercetările şi experimentările au fost orientate spre găsirea soluţiilor tehnice care să îmbunătăţească metodele de exploatare şi tehnologiile actuale, precum şi spre elaborarea unor metode noi de exploatare, care să nu necesite dotări speciale, să fie simple, economice, sigure şi să elimine majoritatea neajunsurilor constatate la metodele de exploatare clasice, folosite curent.

Astfel, între altele s-a conceput, s-a experimentat şi este în curs de generalizare metoda de exploatare cu înmagazinare în panouri scurte, pentru filoane foarte subţiri, care face obiectul articolului de faţă.

Descrierea metodei

După cum rezultă din însăşi denumirea metodei, prima caracteristică a acesteia o constituie lungimea redusă a panoului care variază între 10 şi 20 m, depinzînd de caracteristicile chimice şi fizico-mecanice locale ale filonului şi ale rocilor înconjurătoare ca : comportarea minereului depilat la acţiunea aerului şi a apei, gradul de umiditate a minereului, a culcuşului şi a coperişului filonului, stabilitatea rocilor înconjurătoare etc. În unele cazuri lungimea panoului poate fi redusă la 6—10 m.

A doua caracteristică importantă a noii metode de exploatare o constituie faptul că prin introducerea unor nervuri de rambleu cimentat sau nu — „coaste" de rambleu — se elimină, în majoritatea cazurilor, necesitatea rambleierii spaţiului excavat.

Noua metodă permite selecţionarea şi evacuarea separată a unei mari părţi din sterilul excavat suplimentar pentru obţinerea spaţiului de abataj ; evacuarea minereului şi sterilului din abataj se face gravitaţional.

De asemenea, există posibilitatea de control a diluţiei volumetrice, prin determinarea cantităţii de steril evacuat.

Totodată, prin faptul că minereul se evacuează integral, se elimină pierderile cantitative de minereu în vatră. Se elimină în consecinţă diluţia calitativă, rămînînd numai o diluţie cantitativă.

În legătură cu aceasta trebuie subliniat faptul că la filoanele foarte subţiri, în condiţiile de aplicare a metodei de exploatare prin felii orizontale şi rambleiere consecutivă, pierderile de minereu în vatră sînt mult mai mari decît la filoanele la care lăţimea spaţiului excavat este egală sau mai mică decît grosimea filonului, deoarece cantitatea de minereu depilat — chiar selectiv — se împrăştie pe o suprafaţă mult mai mare a vetrei abatajului ; trecerile minereului mărunt prin vatră sînt deci mai mari prin suprafaţa oferită de talpa abatajului şi sînt cu atît mai mari cu cît rambleul este de calitate „mai bună", mai uscat, mai bine granulat, iar minereul este mai friabil.

Ca lucrări de deschidere şi pregătire pentru noua metodă sînt necesare galeria de bază şi un singur suitor (executat în vederea stabilirii unor parametri ai filonului).

Metoda se caracterizează, de asemenea, prin eliminarea în totalitate a pilierilor orizontali, atît deasupra galeriei de bază, cît şi sub galeria de cap.

Viteza mărită de excavare, care se obţine cu noua metodă, permite folosirea transportului gravitaţional, chiar în condiţiile unui minereu oxidabil, cimentabil.

Datorită existenţei a doi suitori de exploatare, respectiv unul din galeria de bază pînă la nivelul abatajului, şi unul de la nivelul abatajului pînă la galeria de cap, dispuşi simetric, sînt realizate condiţii pentru un aeraj mai bun decît în cazul existenţei a doi suitori de delimitare a panoului de 60 m, cu acces în ambele orizonturi, unde intervine de multe ori un aeraj prin difuziune.

Metoda de exploatare a filoanelor foarte subţiri cu înmagazinare în panouri scurte, este concepută în mai multe variante :

1a) pentru cazul pregătirii iniţiale, specifice metodei ;

1b) pentru cazul trecerii la această metodă de la metoda de exploatare prin felii orizontale şi rambleiere ;

2a) cu puşcarea globală a feliei, înmagazinarea minereului după sortarea parţială a sterilului şi evacuarea separată a acestuia ;

2b) cu puşcarea selectivă, înmagazinarea minereului şi evacuarea separată a sterilului ;

3a) cu executarea susţinerii prin suitori ridicaţi concomitent cu abatajul, susţinuţi cu lemn, rambleaţi şi cimentaţi ;

3b) cu executarea susţinerii prin suitori ridicaţi concomitent cu abatajul, susţinuţi în zidărie, rambleaţi ;

3c) cu susţinere combinată cu stîlpi de steril sau din minereu abandonat în mijlocul panoului scurt.

Metoda de exploatare cu înmagazinare în panouri scurte comportă două faze principale de lucru : începerea şi dezvoltarea lucrărilor de abataj (figura 1a) şi faza a doua, golirea minereului înmagazinat (figura 1b).

Această metodă permite trecerea de la metoda de exploatare clasică cu felii orizontale şi rambleiere ; revenirea la vechea metodă este simplă şi nu prezintă dificultăţi.

Toate aceste caracteristici conferă noii metode de exploatare un caracter de elasticitate, datorită multiplelor posibilităţi de ordin tehnologic pe care le oferă.

Domeniul de aplicare a noilor metode de exploatare pentru filoanele foarte subţiri îl constituie filoanele cu grosimi de 10—40 cm şi mai mare (pînă la 0,7 m), existînd posibilitatea de a se aplica şi la filoane cu grosimi de 1—2 m.

Aplicarea acestei metode de exploatare în variantele 1a, 1b, 2a, 2b, 3a şi 3b la filoane cu grosimi de la 0,7 pînă la 2 m este recomandabilă în special datorită nervurilor de steril betonat care elimină necesitatea rambleierii golurilor. În cazul folosirii acestor metode de exploatare la filoane cu grosimi de 0,7—2 m, panoul scurt va putea avea lungimi de 6—10 m. Numărul nervurilor de steril, care sînt necesare în vederea preluării presiunii pereţilor şi evitării deblocărilor masive din culcuş şi coperiş, nu este în general mai mare decît numărul de umblători şi de rostogoluri pentru minereu, care se ridică concomitent cu abatajul la metoda de exploatare prin felii orizontale şi rambleiere.

Înclinarea filoanelor trebuie să fie mai mare de 50—55°, pentru a asigura transportul gravitațional al minereului înmagazinat.

Tăria minereului și a rocilor înconjurătoare nu influențează desfășurarea lucrărilor în cazul pentru filoane foarte subțiri, varianta cu pregătirea specifică metodei, cu pușcarea globală în felie, cu înmagazinare după sortarea parțială a sterilului și evacuarea acestuia, susținerea executîndu-se prin suitori ridicați concomitent

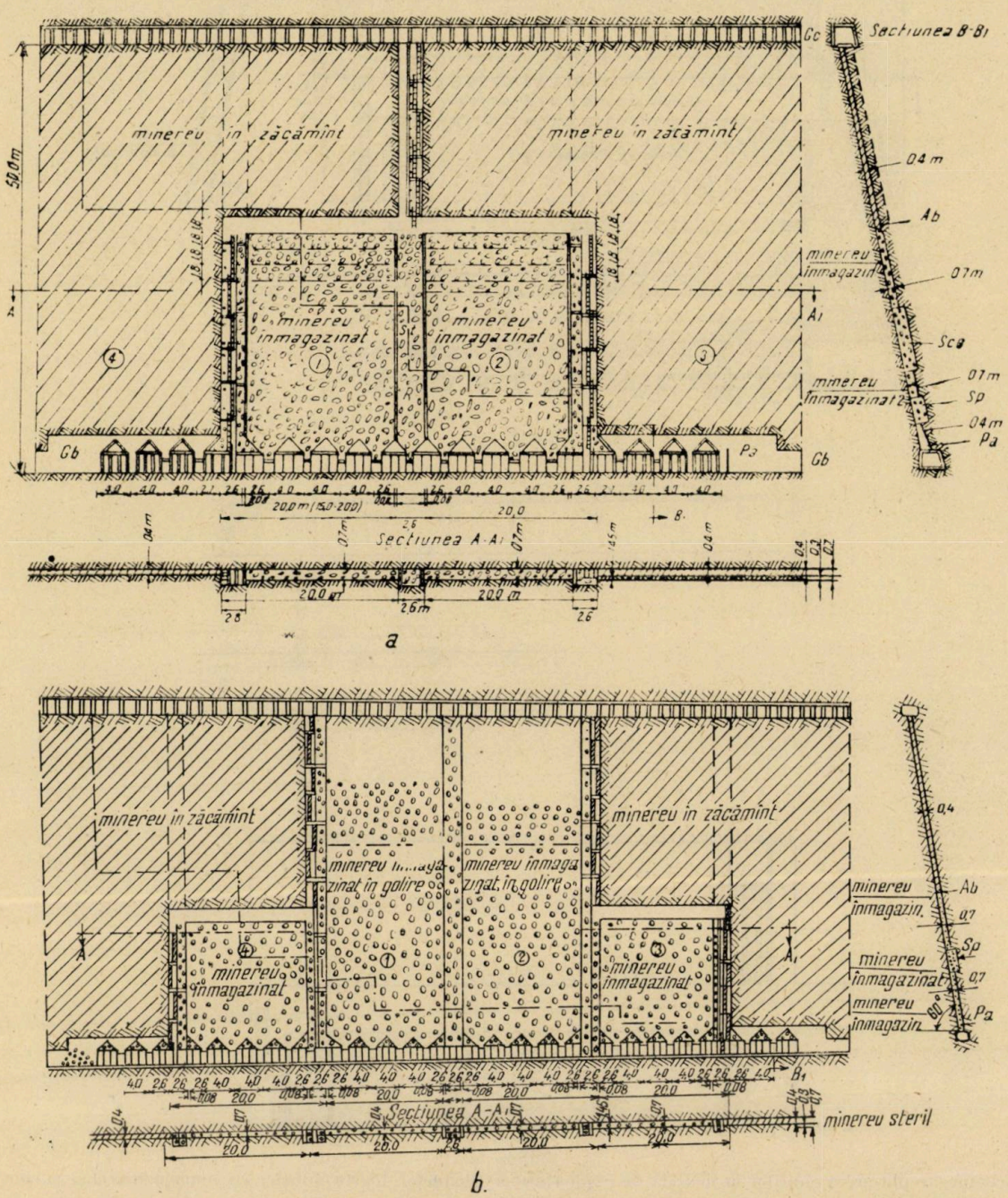


Fig. 1. Metoda de exploatare a filoanelor foarte subțiri cu înmagazinare și panouri scurte:

a — faza I; *b* — faza a II-a; *Gb* — galerie direcțională de bază; *Gc* — galerie direcțională de cap; *ScG* — suitori construcții geologice ($S = 3{,}77$ m²); *Sp* — suitori de panou ($S = 3{,}77$ m²); *Cc* — compartiment de circulație; *St* — steril necimentat (în golire); *Stc* — steril cimentat; *R* — rostogol; *Pa* — preabataj; *Gr* — gură de evacuare pentru minereu; *Plc* — planșeu beton ciclopian; *Ab* — spațiul de abataj.

noii metode, indiferent de varianta adoptată. Metoda este concepută pentru a fi aplicată în cazul minereului și al rocilor înconjurătoare cu stabilitatea medie și mică.

În cele ce urmează, se va descrie metoda de exploatare cu înmagazinare în panouri scurte, cu abatajul, armați cu lemn, rambleați și cimentați.

Vom considera un panou într-un filon cu grosimea de 0,4 m, înclinarea 70°, distanța între orizonturi pe verticală 50 m, înălțimea pe înclinare a panoului 53,2 m, lățimea spa-

țiului excavat 0,7 m, greutatea volumetrică a minereului 3,2 t/m³; panoul este deschis printr-o galerie de bază și de cap tip GSL-4,3 și un suitor între galeria de bază și galeria de cealaltă parte a suitorului, constau în executarea unui preabataj *Pa*, cu o înălțime de 2,4—2,5 m pe o lungime mai mare de 20 m de o parte și de alta a acestui suitor. Lățimea

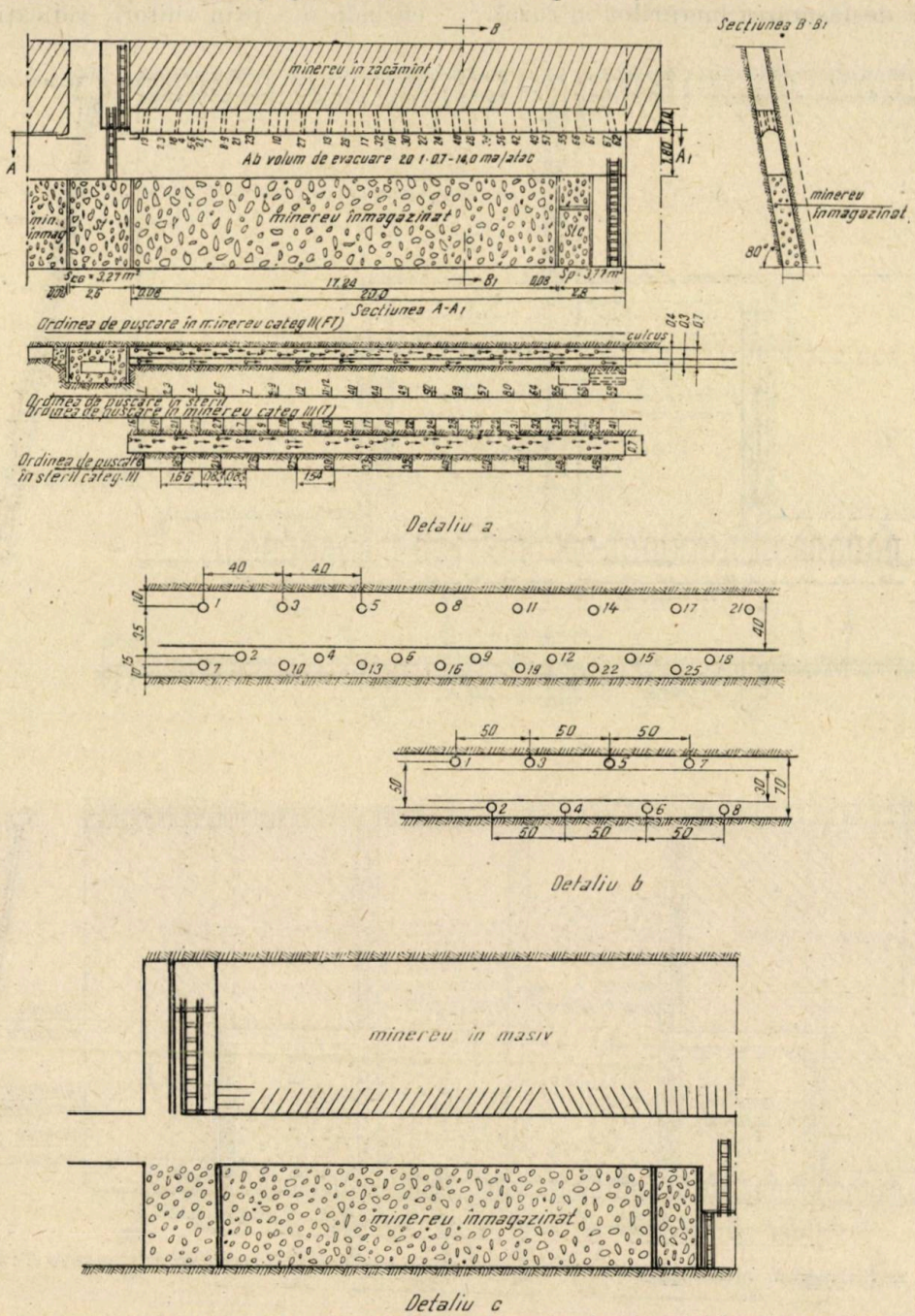


Fig. 2. Scheme de plasare a găurilor la metoda de exploatare a filoanelor foarte subțiri cu înmagazinare și panouri scurte.

cap, excavat în minereu și steril, cu secțiunea 3,77 m², latura lungă a secțiunii suitorilor fiind de 2,6 m.

Faza 1

Lucrări de pregătire. După cum se observă în figurile 1a și 1b, lucrările de pregătire la panoul care are o lungime a frontului activ de 20 m de o parte a suitorului și de 20 m de excavare a preabatajului este 0,7 m. Materialul depilat prin excavarea unei felii a preabatajului (preabatajul 1), se încarcă de pe vatra galeriei cu ajutorul mașinii de încărcat sau manual. După excavarea preabatajului 1, se montează grinzi în pilugi la nivelul cerimii viitoarei galerii de bază, peste care se așază lemn de fag crăpat, prins în scoabe pentru a realiza un pod, care să cuprindă cîte 3—4 rînduri

de grinzi, de pe care se perforează găuri verticale sau puțin înclinate (70—80°), care se pușcă în treaptă, în vederea creării celui de-al doilea preabataj; se copturesc atent pereții și tavanul galeriei, ancorîndu-i eventual, pentru crearea posibilităților de evacuare a materialului și realizarea lucrărilor de pregătire complimentare.

Lucrările complimentare constau în executarea gurilor de evacuare și a pîlniilor din steril ales, după cum se arată în figura 3. Distanța între gurile de evacuare este de 4 m. Gura de evacuare are dimensiunile : 1,2 m pe lungime și 0,9 m pe lățime și poate fi construită din lemn de fag sau din metal pentru a fi reutilizată la un alt panou.

În felul acesta nu se lasă pilier în tavanul galeriei de bază așa cum se realizează actualmente la metodele de exploatare cu înmagazinare sau metodele de exploatare cu felii orizontale și rambleiere, la care pîlniile sînt formate în minereu; în cazul de față volumul de minereu care ar fi blocat în aceste prisme ce formează pîlniile de evacuare s-ar ridica la aproximativ 31 t pentru o lungime de 20 m a feliei de abataj active a panoului scurt. Preabatajul 1 se excavează din pușcarea a două felii cu o înălțime de circa 1,2 m, iar preabatajul 2 se excavează pe o înălțime de numai 1 m; deci înălțimea totală a preabatajului este 1 + 2,4 = = 3,4 m.

După realizarea prismelor triunghiulare arătate anterior, la distanța de circa 19 m de o parte și de alta a marginilor suitorului de deschidere, se încep doi suitori bicompartimentați, care vor forma laturile panourilor scurte adiacente, la care compartimentul pentru rularea sterilului ales din abataj se află spre centrul panoului, iar compartimentul de circulație spre exteriorul panoului, suitorii fiind așezați în mod simetric față de suitorul central. Între cele două panouri scurte, exact sub axul suitorului de deschidere, se amenajează un rostogol central cu un singur compartiment, care va deservi cele două panouri scurte, Lungimea bazei suitorului este de 2,6 m, iar lățimea este de 1,2 m.

Compartimentele de rulare a sterilului, al celor doi suitori laterali, precum și rostogolurile de rambleu dintre cele două panouri se susțin prin grinzi în pilugi, montate la aproximativ 1 m una de cealaltă; aceste compartimente de rulare se căptușesc în exterior, pentru a crea posibilitatea ca minereul înmagazinat să alunece ușor pe lîngă cele două laturi exterioare ale suitorilor și pentru ca să se reducă pierderile de minereu mărunt, ce s-ar așeza pe aceste grinzi (dacă grinzile s-ar monta în exterior, iar căptușirea ar fi executată în interiorul compartimentului de rulare).

Se recomandă ca scările folosite la suitorul de deschidere geologică să fie înlocuite cu scări metalice, astfel ca pe măsură ce feliile avansează, scările să poată fi montate în suitorii

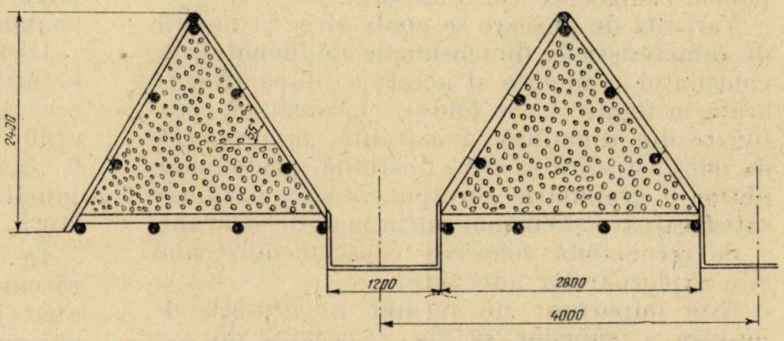


Fig. 3. Detaliu privind construcția pîlniilor de evacuare și a gurilor de evacuare.

marginali. Este necesar un număr dublu de scări din care o jumătate se păstrează la nivelul galeriei de cap și se coboară cîte una, cînd este nevoie, prin suitorul de acces, iar cealaltă jumătate este schimbată direct din suitorul central în celălalt suitor, al celui de-a doilea panou. Prin folosirea scărilor metalice se realizează o durată de serviciu mult mai mare a acestora, respectiv o economie de lemn de mină.

În felul acesta panourile scurte adiacente se consideră pregătite, urmînd a se executa excavarea normală a feliilor de abataj.

Excavarea feliilor de abataj. Pentru pușcarea primei felii se perforează găuri de mină verticale sau aproape de verticală (cu înclinarea de 70—80°) cu o lungime de 1,1— —1,2 m pentru a realiza un salt, la un coeficient de utilizare a găurilor de 0,85, de circa 1 m; distanța dintre găuri este de 40—50 cm. Găurile se perforează în eșichier.

Din normativul tehnologic de excavare în abataje, respectiv din datele care arată consumul de gaură pe metru cub excavat la diverse grosimi de filon și în diverse categorii de tărie a rocii, rezultă un consum de 6,1 și 4,6 m de gaură pe metru cub excavat la o grosime de filon 0,6—0,8 m, valabil pentru categoria de rocă II-b și III; aceasta înseamnă un consum de circa 5,4 găuri pe metru pătrat, ceea ce ar reveni — la o lungime de un metru al saltului în abataj — la 3,4—5 găuri pe metru, de unde rezultă o distanță de 0,4—0,5 m între găuri.

Prima felie se pușcă în trepte răsturnate, începînd dinspre partea exterioară a panourilor scurte spre suitorul de deschidere, sau invers, în grupuri de cîte 4—5, pentru a nu se distruge pîlniile de evacuare.

Cea de-a doua felie poate continua prin puşcare, fie pe întreaga lungime (de 20 m), fie în trepte, depinzînd de utilajul de perforare folosit sau numărul perforatoarelor întrebuinţate în frontul de lucru.

Desfăşurarea lucrărilor are loc în ambele panouri adiacente concomitent.

Varianta de puşcare se poate alege în funcţie de caracteristicile dimensionale ale filonului, de conţinutul în metale al acestuia, după cum se arată în figura 3. Se folosesc încărcături combinate din dinamită şi astralită, în proporţie de 60% astralită şi 40% dinamită, pentru a se obţine o granulaţie corespunzătoare, o rupere satisfăcătoare şi cît mai puţin material mărunt.

Se recomandă folosirea capselor milsecund şi a explozoarelor adecvate.

Este important de reţinut ca ordinea de puşcare a găurilor să fie respectată de aşa manieră încît primele găuri care explodează să fie cele plasate în minereu, următoarele în steril, astfel ca sterilul să se aşeze deasupra minereului depilat, creînd posibilitatea de selecţionare.

Înainte de puşcare se protejează compartimentele de circulaţie a suitorilor, iar modul de plasare a găurilor de mină este redat în figura 2.

La lungimea de 20 m a panoului scurt, la o adîncime a saltului de circa 1 m şi o lăţime a spaţiului excavat de 0,7 m, se obţine de la puşcarea unei felii circa 14 m^3 minereu industrial.

În felul acesta se realizează o diluţie cantitativă de 43%.

Dirijînd puşcarea aşa cum s-a arătat anterior, sterilul se aşază deasupra minereului, realizîndu-se posibilitatea de alegere a acestuia.

Apreciind că 25% din sterilul puşcat se poate selecţiona, rezultă că diluţia cantitativă se reduce de la 43 la 36%.

Sterilul selecţionat se evacuează separat prin rostogolurile laterale şi rostogolul din mijloc.

Într-o cantitate de circa 14 m^3 de minereu depilat prin puşcare, sterilul selecţionat reprezintă circa 1, 5 m^3, adică aproximativ 10—11%.

După puşcarea unui rînd de găuri, respectiv după realizarea unui salt de 1 m, plecînd de la o înălţime a spaţiului de abataj de 1,8 m, prin detaşarea celor circa 14 m^3 masiv, respectiv 21 m^3 înfoiaţi, spaţiul de abataj se reduce de la 1,8 la 1,30 m.

Operaţia ce urmează este golirea unei cantităţi de aproximativ 7 t pe toate cele patru guri de rostogol, respectiv cîte 1,5—2 vagonete de gură de evacuare, pentru a se putea obţine o evacuare uniformă şi o suprafaţă dreaptă a vetrei abatajului. Astfel se evacuează circa 18% din cantitatea de minereu care formează producţia efectivă a feliei. Cantitatea efectivă de minereu dintr-o felie ajunge la 37—38 t, ţinînd seama că se aleg cei circa 25% din steril. Producţia livrabilă din abataj la fiecare ciclu este de numai 6—8 t, din cauza sterilului ales.

Alegerea sterilului are loc după operaţia de golire a surplusului de minereu excavat, iar golirea rostogolurilor de steril se face continuu, urmărindu-se ca acestea să fie tot timpul pline, în vederea reducerii uzurii materialului lemnos din care este confecţionată susţinerea lor.

Distanţa de transport a sterilului selecţionat la nivelul abatajului este de ordinul 7—8 m, ceea ce înseamnă că o parte din steril va fi aruncat direct de rostogol de la distanţa de 2—3 m, rămînînd ca o parte din steril (circa jumătate) să fie transportat la rostogolul de steril.

În cazul în care stabilitatea rocilor înconjurătoare este foarte mică, susţinerea pereţilor abatajului se poate face cu ancore din lemn obişnuit, în lungime de 1—1,5 m, cu pene la ambele capete.

Ridicarea rostogolurilor pentru evacuarea sterilului (atît a rostogolului central cît şi a celor laterale) se face după golirea surplusului de minereu rezultat prin înfoiere, prin montarea tropanelor la distanţa de circa 1 m de vechiul tropan şi bandajarea spre interiorul panoului scurt, cu lemn de fag crăpat, prins în scoabe şi cuie cu lungimea de 200—250 mm.

Se întrebuinţează lemn de fag, deoarece durata de lucru într-un asemenea panou este mai scurtă decît durata de serviciu a unei susţineri din lemn de fag, care este de cel puţin 3 luni.

Pentru uz curent se confecţionează două scări metalice a cîte 2 m, care se schimbă la fiecare a doua felie în vederea accesului mai uşor în abataje.

Dacă apare o zonă sterilă în evoluţia pe verticală a filonului, aceasta se excavează normal, urmînd ca să se aleagă întreaga cantitate de steril sau să se adopte varianta 3 c.

Tehnologia de excavare a feliilor, descrisă mai sus, se repetă pe 47 felii, din cele 51 în total, pînă la 2 m sub nivelul galeriei de cap, cînd se pregăteşte excavarea pilierului superior.

Excavarea pilierului superior. La filoanele foarte subţiri, grosimea pilierului nu trebuie să depăşească 2 m, astfel că tehnologia de lucru se desfăşoară normal pînă cînd se ajunge la ultimele două felii de sub talpa galeriei de cap.

Excavarea pilierului de sub galeria de cap se face prin felii verticale, cu lăţimea spaţiului excavat de 1,2 m pe primul metru şi cu lăţimea de 0,7 m pe al doilea metru, în treaptă dreaptă, după ce în prealabil se fac amenajările corespunzătoare la nivelul galeriei de cap. Aceste amenajări constau în întărirea susţinerii — dacă există — prin montarea din 3 în 3 armături (la susţinerea în cîmpuri) a unor armături suplimentare, între care se montează nişte juguri

pe lungimea galeriei. Se iau măsurile corespunzătoare pentru dirijarea apei din canalul de evacuare a galeriei de cap, astfel încît apa să nu se infiltreze în interiorul spațiului excavat.

Avînd în vedere viteza relativ mare de excavare, întreruperea circulației pe galeria de cap pe perioada săpării pilierului se poate face fără a se excava o galerie suplimentară în culcușul filonului.

Concomitent cu excavarea pilierului respectiv se montează grinzi în pilugi pe lățimea de 1,2 m sub talpa galeriei de cap, la adîncimea de 1 m sub talpă, se podește cu lemn crăpat partea inferioară a pilierului și se rambleiază, după care se toarnă un mortar de ciment, realizînd astfel o grosime de pilier artificial de circa 1 m din beton ciclopian, pe care apoi se așează linia ferată și se reamenajează canalul de apă.

Faza a II-a

Golirea minereului înmagazinat în spațiul excavat. Viteza de golire depinde de condițiile tehnico-organizatorice pe care le poate asigura mina sau sectorul respectiv.

Concomitent cu golirea se poate face și controlul pereților, respectiv măturarea materialului mărunt depus pe pereții abatajului.

În timpul golirii — la lățimi ale spațiului de abataj de peste 0,7 m — fie din spațiul excavat, pentru suitorul din mijloc (în care s-a lăsat steril ales), fie din compartimentul de circulație, pentru suitorii marginali, printre armături se introduce, cu ajutorul unei țevi, lapte de ciment sau mortar de ciment, pentru a se forma un beton ciclopian, cu sterilul rămas în compartimentele de golire (se utilizează o pompă de mortar de 6 at, sau mașina de torcretat MTD-1 sau MTD-2).

Prin betonarea de sus în jos a acestor compartimente pline cu steril, se realizează nervurile de rambleu betonat, care formează susținerea viitoare a golului. La un panou obișnuit, de 60 m lungime, vor exista 3—6 asemenea nervuri betonate, care nu permit deblocarea periculoasă a pereților.

În timpul golirii se poate ataca faza întîia în zonele exterioare primelor două panouri scurte adiacente, respectiv se începe lucrul încă în două panouri scurte de cîte 20 m (fig. 1b și fig. 4b).

În ceea ce privește exploatarea panourilor alăturate primelor două panouri scurte adiacente, se fac următoarele precizări :

— compartimentul de circulație a suitorului lateral la primului panou exploatat și în golire, se desființează, iar scările se montează în suitorul lateral al noului panou în lucru ; se demontează podurile astfel ca o parte din sterilul ales din noul panou (panoul 3 din fig. 1b și 4a) să fie dirijat prin compartimentul de rulare a suitorului lateral, iar o parte din steril să fie dirijat prin compartimentul de circulație a suitorului lateral a panoului vechi. Există deci și la acest panou două căi de evacuare a sterilului ales :

— în unele cazuri un suitor lateral poate să fie construit cu trei compartimente din care cel din mijloc să fie rezervat pentru circulație, iar celelalte două să fie folosite pentru rularea sterilului ales din panouri ;

— un compartiment pentru panoul corespunzător adiacent, iar celălalt compartiment (în cazul de față pentru panoul 3 din fig. 1b) să servească la rularea sterilului ales din noul panou.

În această situație, există două căi de acces de la galeria de bază la felia de abataj și o cale de acces în galeria de cap.

Folosind această variantă, se creează condiția ca nervura artificială de rambleu să aibă o dimensiune mai mare, servind mai bine scopului de susținere a spațiului excavat.

După cum se observă, rolul nervurilor de rambleu este de a susține spațiul excavat pentru perioada următoare evacuării minereului, nefiind necesară rambleierea întregului spațiu excavat.

Această tehnologie însă duce la lăsarea unor importante goluri miniere prin care curenții de aeraj au condiții prielnice pentru a difuza necontrolați și a înrăutăți aerajul restului lucrărilor miniere active.

Pentru a se evita acest lucru este necesar a se monta pe tavanul galeriei de bază, după evacuarea completă a minereului și desfacerea gurilor de evacuare, o plasă de sîrmă cu ochiuri de 4—5 cm (împletitură de sîrmă pentru împrejmuiri) peste care se aplică prin torcretare un strat subțire (cîțiva centimetri) de beton, evitîndu-se în modul acesta pierderile de aer și în același timp realizîndu-se o protecție a pereților galeriei.

Consumuri specifice. Pentru condițiile caracteristice ale panoului : lungimea aripii active 20 m ; grosimea filonului — 0,4 m ; lățimea spațiului de excavare — 0,7 m ; suitorul de bază tip SSN-2,9 ; suitorul lateral care se ridică o dată cu fișia de abataj tip SDL-4,7 ; galeria de bază și de cap tip GSL-4,3 ; secțiunea suitorului de golire a rambleului (pe mijlocul abatajului) 2,6 × 1,2 m² secțiune, consumurile specifice sînt cele redate în tabelele 1, 2 și 3.

Variante ale metodei de exploatare a filoanelor foarte subțiri cu înmagazinare în panouri scurte

Metoda de exploatare a filoanelor foarte subțiri, prezentată mai sus, a fost concepută în mai multe variante, a căror alegere depinde de pregătirea de la care se pornește, de tehnologia de pușcare, depilare și selecționare a minereului și sterilului în abataj, precum și de tipul susținerii.

În cele expuse anterior s-a tratat varianta 1 a şi anume : metoda de exploatare a filoanelor foarte subţiri cu înmagazinare în panouri scurte cu pregătire specifică metodei, cu pușde cimentare înţelegem fenomenul de întărire a unui rambleu caolinos sau a rocilor din culcuș şi coperiș, care au tendinţa accentuată de caolinizare în contact cu aerul de mină, iar după

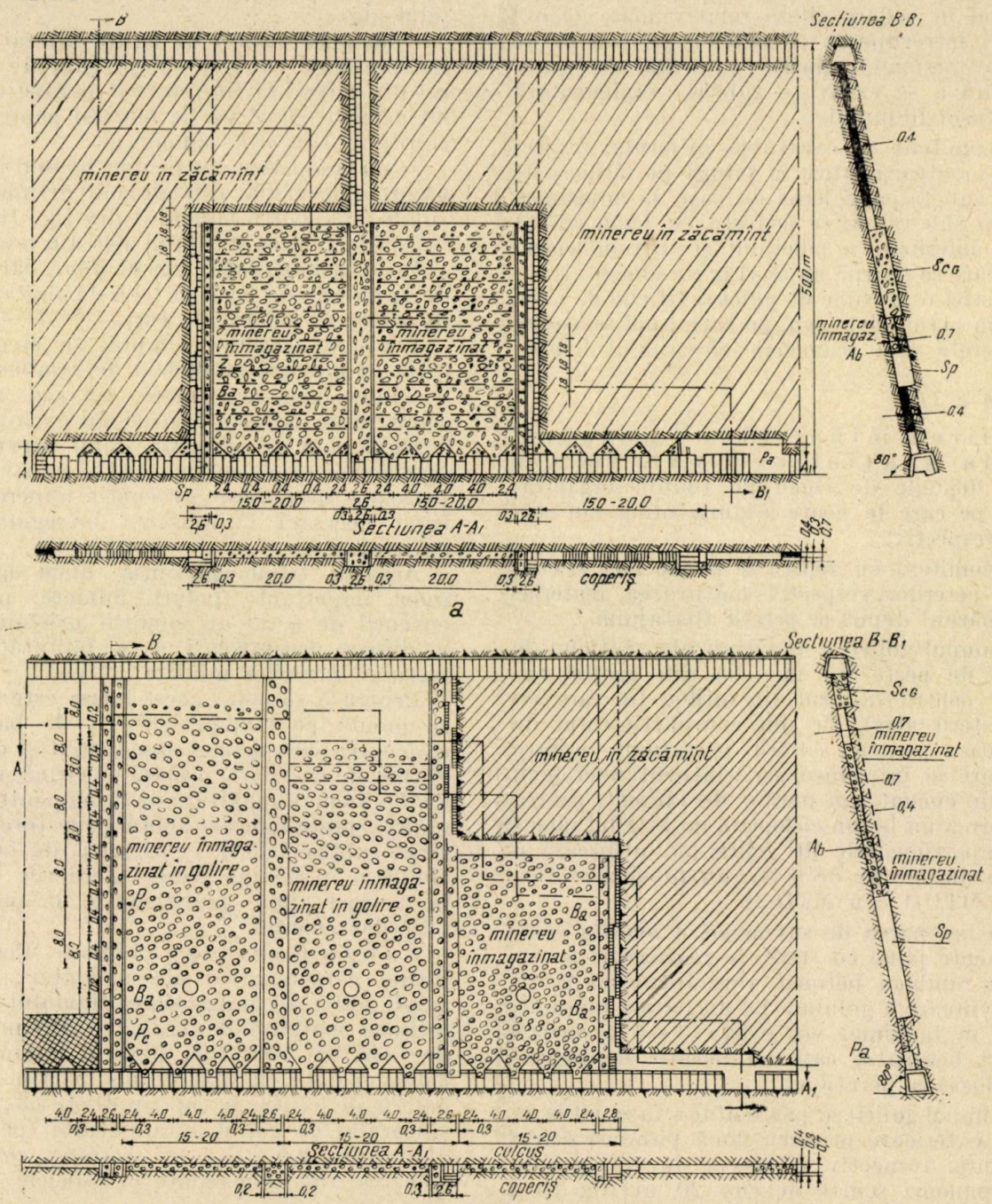


Fig. 4. Metoda de exploatare a filoanelor foarte subţiri cu înmagazinare şi panouri scurte (varianta cu zidărie) :

a – faza I ; *b* – faza a II-a ; *Gb* – galerie direcţională de bază ; *Gc* – galerie direcţională de cap ; *ScG* – suitori construcţii geologice ($S = 3.77$ m²) ; *Sp* – suitori de panou ; *St* – steril necimentat ; *Stc* – steril cimentat ; *Cc* – compartiment de circulaţie ; *R* – rostogol pentru steril ; *Pa* – preabataj ; *Ba* – grindă de beton armat ; *Pc* – planşeu beton ciclopian ; *Gr* – gură de evacuare ; *Z* – zidărie din piatră cu mortar (din steril selecţionat) ; *Ab* – spaţiu de abataj.

carea globală în felie, înmagazinarea minereului după alegerea parţială a sterilului şi evacuarea acestuia, susţinerea făcîndu-se prin suitori ridicaţi concomitent cu abatajul, rambleaţi şi cimentaţi. Trebuie menţionat că prin noţiunea uscare are rezistenţa unui beton cu argilă (rezistenţă la compresiune de ordinul a 30 —50 kg/cm²). Astfel, dacă sterilul este evacuat pe rostogolurile de la extremităţile panourilor scurte, iar pe rostogolul central, comun celor

Tabela 1

Consumurile de manoperă

Faza, lucrarea	Consumul total manoperă pe obiect, posturi	Consumul total manoperă cumulat, posturi	Tone extrase		Productivitatea, t/post	
			pe lucrare	cumulat	pe lucrare	cumulat
Lucrări de deschidere	259	259	349	349	1,35	1,35
Lucrări de pregătire	18	277	143	492	7,95	1,83
Lucrări complimentare	71	384	—	492	—	1,41
Lucrări de abataj în felie ($20 \times 1 \times 0{,}625 \times \times 2{,}95$) t	406	754	336	828	3,75* / 4,85*	2,70* / 3,31*
Golirea abatajului	64	818	1 182	2 010	18,5**	2,47
Lichidarea panoului :						
— betonare nervuri	256	1 074	—	2 010	—	1,87
— executarea pilierului superior	89	1 163	—	2 010	—	1,72
— izolarea galeriei de bază	23	1 186	—	2 010	—	1,69

* — excavat
** — excavat, inclusiv golirea = 3,64 t/post ; extras, inclusiv golirea = 3,22 /post.

nereul înmagazinat intră în golire datorită faptului că sterilul din aceste rostogoluri nu va mai fi mişcat.

De la caz la caz, o dată cu evacuarea minereului înmagazinat, se poate adopta soluţia de injectare a unui mortar de ciment, în cantitate de circa 0,25 m³ din 5 în 5 m pe verticală, realizînd niște „dopuri" de beton, care întăresc suplimentar nervurile din steril.

În cele ce urmează vom trata pe scurt aspectele particulare ale celorlalte variante ale metodei de exploatare descrise.

Varianta 1 b — Metoda de exploatare a filoanelor foarte subţiri în panouri scurte, în cazul trecerii de la metoda de exploatare clasică prin felii orizontale şi rambleiere (fig. 5).

În cadrul acestei variante se pleacă de la felia de abataj în lucru prin metoda de exploatare clasică cu felii orizontale şi rambleiere la un panou de 40—60 m lungime, diferenţa dintre orizonturi fiind circa 50 m.

În acest caz, pentru a trece la noua metodă de exploatare sînt necesare următoarele amenajări : verificarea şi compartimentarea eventuală a suitorului principal de aducţiune a rambleului şi de acces la orizontul de cap, de la care se delimitează într-o parte şi alta

Tabela 2

Consumul de materiale

Denumirea materialului	Deschiderea	Pregătirea	Complimentare	Abatajul	Golirea	Lichidare abataj	Total
							59,06
Lemn fag, m³	3,85	4,0	12,8	27,47	—	10,94	4,52
Cherestea din fag, m³	3,22	—	1,0	0,30	—	—	0,62
Cherestea din brad, m³	—	—	0,04	0,50	—	0,08	5,31
Rigle, fag, m³	5,25	—	0,06	—	—	—	35,46
Ciment RIM, t	—	—	1,90	24,50	—	9,06	45,30
Nisip 0 ... 3—5, m³	—	—	2,80	37,00	—	5,50	12,00
Pietriş 0 ... 10, m³	—	—	—	—	—	12,00	845,40
Cuie diferite, kg	10,2	—	134,00	700,00	—	1,20	135,53
Carbid, kg	49,1	3,6	3,63	53,20	16,6	9,40	1 535,00
Fier profilat, kg	—	—	135,0	1 400,00	—	—	

Tabela 3

Consumul specific de material lemnos

Faza, lucrarea	Producţie, t		Lemn de mină, m³/t		Cherestea, m³/t	
	pe lucrare	cumulat	pe lucrare	cumulat	pe lucrare	cumulat
Deschidere	349	349	0,0110	0,0011	0,02420	0,0242
Pregătire	143	492	0,0280	0,0160	—	0,0172
Complimentare	—	492	—	0,0420	0,00780	0,0194
Abatajul	1 518	2 010	0,0180	0,0238	0,00053	0,0052
Lichidare	--	2 010	—	0,0295	—	0,0052

două panouri adiacente, sterilul alterabil nu se evacuează ci numai se înmagazinează, acest din urmă rostogol se va bloca. În mod asemănător, se vor bloca prin alterarea sterilului şi rostogolurile de la extremităţile panoului după ce mi- panourile scurte adiacente, în lungimi de 15—20 m ; amenajarea vetrei de rambleu în sensul orizontalizării acesteia şi eventual cimentării (în funcţie de materialul de rambleu folosit anterior) ; montarea liniei ferate (dacă

rostogolurile de minereu din panoul aferent vechii metode erau prea distanțate) sau montarea jgheaburilor de la gurile de evacuare ale panourilor scurte pînă în dreptul rostogolurilor existente, pentru a se evita transbordarea unor

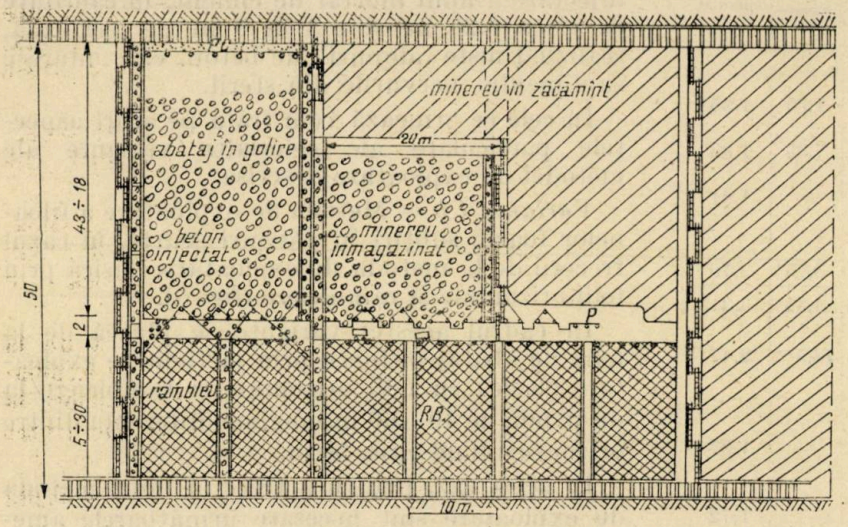


Fig. 5. Metoda de exploatare a filoanelor foarte subțiri cu înmagazinare în panouri scurte. Trecerea de la metoda de exploatare prin felii orizontale și rambleiere la metoda propusă (varianta 1 b).

cantități importante de minereu (o altă soluție o poate constitui săparea în rambleul ultimelor felii excavate după metoda clasică a unor pîlnii — cu panta corespunzătoare — în care să deverseze, cu ajutorul unor jgheaburi, materialul din gurile de evacuare ale panoului scurt; se mai poate folosi un screper pe șine sau pe tablă, bandă de transport scurtă, guri de evacuare continuă etc.).

În vederea creării posibilităților de acces curent la nivelul jgheaburilor de golire a panoului scurt, se execută o lărgire în coperișul sau culcușul filonului de 0,6—0,8 m prin abataj de perete, în dreptul jgheaburilor, degajarea realizată permițînd accesul comod pentru controlul golirii, pentru refugiu etc.

Se excavează apoi preabatajul 1 în două trepte, a cîte 1 m pe salt; se excavează preabatajul 2, respectiv cel de-al treilea salt; se construiesc prismele triunghiulare din armături de lemn cu rambleu, se podesc prismele triunghiulare, se injectează cînd este cazul mortar de ciment în interiorul acestor prisme pentru a le întări mai mult, se montează gurile de rostogol, după care se procedează identic ca în variantele 1 a, 2 a, sau 3 a.

Varianta 2 b — Metoda de exploatare a filoanelor foarte subțiri cu înmagazinare în panouri scurte cu pușcare selectivă, înmagazinarea minereului și evacuarea separată a sterilului (fig. 6).

Tehnologia în această variantă diferă de varianta de bază prin pușcarea selectivă a minereului și sterilului, în scopul micșorării diluției cantitative, existînd de data aceasta condiții pentru evacuarea separată a minereului și a sterilului.

În această variantă, la o înălțime a spațiului de abataj de 1,8—2 m, o lățime de 0,7—0,8 m și la grosimea filonului de 0,4 m, se pușcă mai întîi o fantă de minereu (fig. 6), astfel încît prin plasarea și pușcarea găurilor să se poată excava și din steril o grosime de circa 8 — 15 cm (din coperiș sau culcuș, în funcție de sistemul de plasare a găurilor inițial ales); minereul depilat se înmagazinează normal. Se montează apoi o poditură din lemn crăpat, căptușit cu tablă și pînză sau cauciuc.

După aceasta se depilează și diferența de circa 35 cm de steril pe înălțimea de 1,5 m, care se înmagazinează temporar; ulterior cu găuri verticale cu lungimea de 1,7—1,8 m se taie în continuare încă o fantă, de data aceasta în steril.

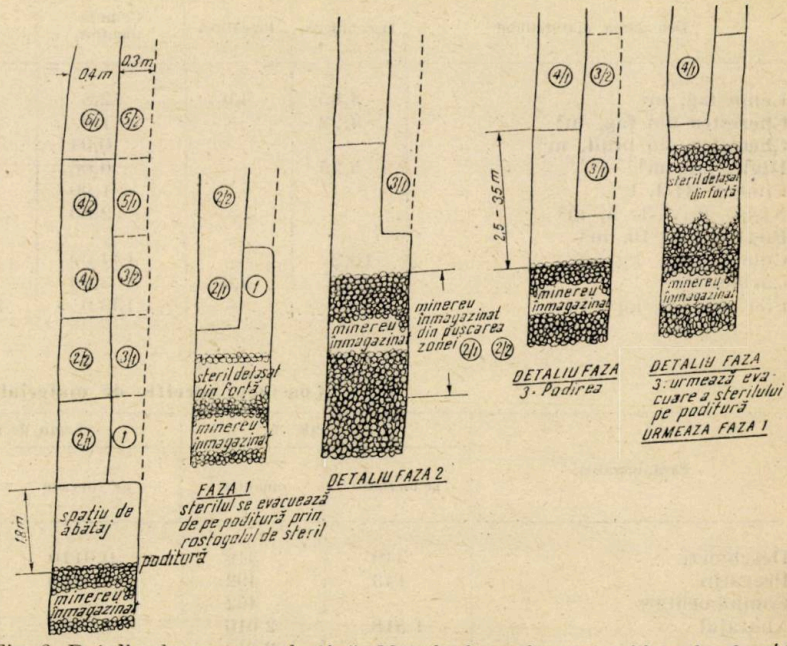


Fig. 6. Detaliu de pușcare selectivă. Metoda de exploatare a filoanelor foarte subțiri cu înmagazinare în panouri scurte, cu pușcare selectivă, înmagazinarea minereului și evacuarea separată a sterilului (varianta 2 *b*).

După depilarea sterilului, acesta se evacuează separat, prin rostogolurile laterale.

Urmează curățirea atentă a poditurii, se scoate poditura, se montează casturile necesare

pușcării (întrucît există o înălțime de 3,5 m plus fanta) și se pușcă minereul de lîngă fanta creată în steril; minereul se înmagazinează. Apoi se taie prin pușcare încă o fantă de minereu, pe o înălțime de 1,5 m, care de asemenea se înmagazinează.

La pușcarea minereului se folosește mai multă astralită pentru a nu se produce o granulare prea avansată. Prin pușcare se realizează o înălțime de aproximativ 3 m, prin înfoierea minereului excavat.

Urmează apoi o podire îngrijită peste minereul depilat, restul fazelor repetîndu-se pînă se ajunge la 2 m sub nivelul galeriei de cap.

Se observă că de data aceasta cantitatea de steril evacuată este mult mai mare, respectiv se evacuează 33% din întreaga cantitate de material depilat în cadrul spațiului de 0,75 m (lățimea spațiului de abataj), avîndu-se și un control asupra acestui steril.

Diluția, în cazul acestei variante, este de numai circa 17% față de 36% cît se realizează în varianta de bază.

Grosimea fantelor tăiate se calculează și se alege în funcție de grosimea filonului de minereu și a spațiului excavat, în funcție de condițiile pe care le prezintă roca și necesitatea impusă de tehnologia respectivă.

Transportul sterilului la rostogoluri se poate realiza manual sau cu screpere mici, existînd însă și posibilitatea ca să se adopte o vatră înclinată (cu panta simplă sau dublă) pentru ușurarea transportului acestui steril.

Restul cantității de material care se excavează (respectiv circa 66%) se evacuează prin transport gravitațional.

Se menționează că atunci cînd minereul nu ajunge pentru a umple integral golul excavat, se pot realiza compartimentări în cadrul panoului scurt, astfel ca minereul să se înmagazineze într-un spațiu mai mic, restul spațiului rămînînd liber sau eventual intercalîndu-l cu steril.

Tehnologia care se va alege depinde de condițiile tehnico-organizatorice și geologice-miniere, care există în fiecare caz particular.

O subvariantă a acestei metode o constituie evacuarea separată a minereului (cînd filonul are sub 40 cm grosime) și depozitarea sterilului depilat pentru crearea spațiului de lucru în abataj, ca rambleu.

Această subvariantă, cu corecția impusă de diluția volumetrică, are cîteva avantaje și anume :

— se poate lucra cu vatră dublu înclinată pentru folosirea transportului gravitațional al minereului, necesitînd însă o podire deosebit de atentă ;

— pentru evacuarea pe verticală a minereului se pot folosi tuburi metalice, telescopice, demontabile, cu diametrul de 400—500 mm, montate în compartimentul de circulație a suitorilor laterali ; aceste tuburi (după experiența din regiune și de la alte mine) au o durată de serviciu de 4—5 ani și mai mult ;

— nu mai este nevoie de suitori cu două compartimente ;

— susținerea suitorului spre materialul depozitat în magazin este mai puțin pretențioasă ; tropanele se pot monta la 1,5 m ; nu mai este nevoie de o căptușire dublă, ci de una simplă, realizată din 3—4 bandaje din lemn de fag crăpat ;

— pilierul superior poate fi betonat fără montarea poditurii ;

— nu mai sînt necesare guri de evacuare din 4 în 4 m, ci mai rare și numai atunci cînd este necesară o golire parțială a sterilului, respectiv cînd filonul are o grosime numai de cîțiva centimetri și poate fi depilat prin fante foarte subțiri, de ordinul a 15—20 cm (cu un număr de găuri de mină mai mare), iar coeficientul de înfoiere a sterilului este mai mare de 1,5.

Apreciem că acest lucru este deosebit de important pentru filoanele foarte subțiri de minereuri bogate în metale prețioase sau rare.

Varianta 3 b — Metoda de exploatare a filoanelor foarte subțiri, cu înmagazinare în panouri scurte, folosind susținerea cu zidărie a rostogolurilor pentru steril (a nervurilor create din rambleu) (fig. 4a și 4b).

La această variantă, pereții rostogolurilor sau compartimentelor de rulare a minereului sau sterilului, depinzînd de varianta aleasă, se realizează din beton ciclopian de 0,3—0,5 m grosime, folosind ca umplutură bucăți de rocă provenite din alegerea sterilului depilat pentru spațiul de abataj.

Consumul de ciment la acest sistem de susținere a compartimentului de rulare a sterilului sau a minereului este de ordinul a 153 kg/m^3, realizînd un beton marca B 70 (rezultatele obținute experimental în blocuri betonate au fost foarte bune).

Domeniul de aplicabilitate este lățimea maximă a spațiului de abataj de 0,7—0,8 m, după care grosimea pereților din beton ciclopian trebuie să fie mai mare de 0,5 m, varianta devenind nerentabilă.

Pentru a asigura aplicarea acestei variante în condițiile unor filoane cu grosimea de 0,7—1 m și mai mult, pereții rostogolurilor (executați din steril ales) se pot întări cu cabluri cimentate în găuri de ancore scurte, plasate din metru în metru în pereții abatajului. În acest fel se mărește stabilitatea pereților cimentați ai rostogolurilor de steril și cresc posibilitățile de folosire a variantei și la filoane de grosime medie.

Susținerea pereților laterali ai compartimentelor de evacuare a sterilului se poate realiza și prin folosirea unor bolțari din beton, tip BR ; depinzînd de înălțimea spațiului de

abataj, bolțarii pot fi cimentați sau prinși prin cuie de lemn presat sau metal.

În figura 7 sînt arătate trei variante de montaj al bolțarilor din beton. Alegerea variantei este determinată de :

— presiunea minereului înmagazinat asupra pereților rostogolului de minereu (fig. 7a);

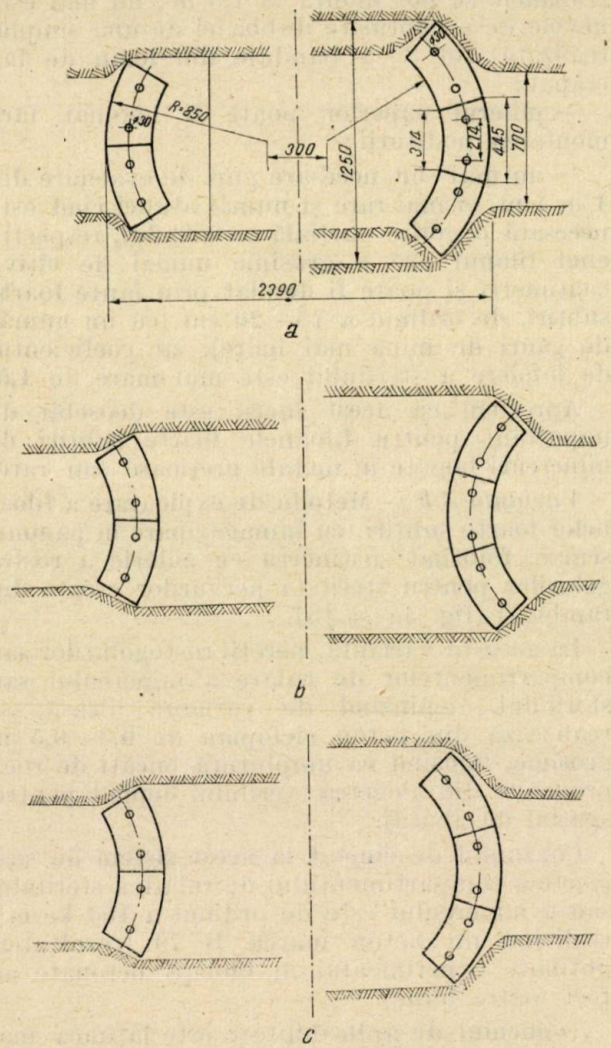


Fig. 7. Modul de susținere a rostogolurilor (varianta 3 *b* a metodei).

— presiunea culcușului și coperișului asupra nervurii din rambleu, în timp, după golirea minereului înmagazinat (fig. 7 b);

— o rezistență mai bună a acestei susțineri — efectul pușcărilor, care au loc în abataj, asupra susținerii (fig. 7 c).

Varianta 3c — Metoda de exploatare a filoanelor foarte subțiri cu înmagazinare în panouri scurte la care susținerea este combinată cu stîlpi de steril sau minereu abandonat în interiorul panoului scurt.

Această variantă se aplică în cazul filoanelor sau porțiunilor din filon, care prezintă efilări sau unde rocile înconjurătoare sînt extrem de slabe. În asemenea situații se lasă stîlpii din întreg (steril sau minereu) în formă de prismă triunghiulară pentru a se asigura curgerea rambleului sau minereului înmagazinat. Dimensiunile stîlpilor în planul filonului sînt : baza 3—5 m ; înălțimea 3—5 m.

Concluzii

Avantajele pe care le are metoda de exploatare a filoanelor foarte subțiri, cu înmagazinare în panouri scurte, în raport cu metoda de exploatare clasică prin felii orizontale și rambleiere sînt următoarele :

1. Productivitatea fizică în abataj este mai mare la noua metodă cu 55—65%.

2. Prețul de cost în abataj scade cu 20—30%. Deosebit de aceasta, metoda propusă are efect pozitiv și asupra scăderii cheltuielilor și creșterii productivității pe mină, pe seama micșorării volumului de transport, concentrării producției ș.a.m.d.

Pe elemente de preț de cost, scăderile se înregistrează la materialele explozive, manoperă și aer comprimat, datorită eliminării excavării rambleului (din mori și din pereți) ; consumul de lemn în varianta 1a crește ; lemnul însă poate fi complet înlocuit cu bolțari la rostogolurile pentru steril (varianta 3a), cu betonarea simplă a pîlniilor de evacuare și la pilieri, cu guri de evacuare metalice etc.

În ceea ce privește rambleierea ulterioară a golurilor produse prin aplicarea noii metode de exploatare, se apreciază că necesitatea acesteia va fi în general redusă, putînd fi acoperită cu prisosință prin materialul steril excavat din lucrări de deschidere și pregătire.

3. Aerajul abatajului se realizează în condiții mai bune, deoarece circuitul de aer la nivelul feliei este continuu, din cauza eliminării celui de-al doilea suitor între galeria de bază și galeria de cap (eliminîndu-se în acest mod și aerajul prin difuziune).

4. În roci cu stabilitate mică sau medie, la deschiderea de 40—60 m, datorită vitezei reduse de avansare pe verticală, este necesară susținerea spațiului excavat ; la noua metodă susținerea nu mai este necesară decît rareori.

5. Datorită vitezei mari de înaintare pe verticală devine posibil transportul gravitațional chiar în condiții de instabilitate relativă a rocilor și chiar în cazul cînd minereul este oxidabil și eventual caolinos. Noua metodă asigură transportul gravitațional pentru 80—90% din materialul excavat.

6. Prin folosirea rostogolurilor de transport al sterilului ales se poate controla zilnic diluția.

7. Se micșorează volumul lucrărilor de deschidere ; în loc ca suitorii de delimitare a panourilor să se facă din 40 în 40 m, sau din 60 în 60 m, aceștia se pot face la 100—150 m. De aici rezultă o reducere a prețului de cost pe tona de minereu de cel puțin 2%.

8. Prin excavarea anticipată a pilierului de deasupra galeriei de bază, și — concomitent cu abatarea — a pilierului de sub galeria de cap, se evită imobilizarea rezervelor de minereu. Se știe că excavarea ulterioară a pilierilor se face cu cheltuieli suplimentare care depășesc cu peste 50% prețul de cost al minereului abatat prin metoda cu felii orizontale și rambleiere.

9. Pierderile de metal la noua metodă de exploatare sînt mult mai reduse față de metoda clasică. Pierderile pot fi provocate de apa de la perforajul umed sau provenită de la udarea minereului excavat înaintea rulării pentru evitarea formării prafului care antrenează o parte din praful mineral; apreciem că ordinea de mărime a acestor pierderi este de 1—5% față de circa 19% cît reprezintă pierderea metalelor în vatra de rambleu, determinată prin peste 500 probări ale materialului de rambleu pe 30 cm adîncime.

10. Diluția cantitativă la o mină din cadrul Combinatului minier Baia Mare, la care se aplică metoda de exploatare în felii orizontale și rambleiere și unde se poate aplica noua metodă de exploatare pe perioada de 10 luni ale anului 1966 a fost de circa 39%, cu toate măsurile luate pentru reducerea ei (podire, alegere etc.).

Dacă luăm ca bază diluția cantitativă dirijată, de 36% cît prevede noua metodă de exploatare, reducerea numai cu trei puncte a diluției permite micșorarea volumului de steril transportat și prelucrat în uzina de preparare cu circa 7,5% ceea ce reprezintă economii importante.

11. Noua metodă duce la micșorarea substanțială a pierderilor de minereu în vatră și la reducerea diluției cantitative, prin însăși tehnologia metodei, fără a se recurge la podirea abatajelor — metodă costisitoare — decît în cazuri speciale.

Metoda de exploatare, descrisă mai sus, este în curs de extindere la minele din regiunea minieră Baia Mare.

Aplicarea ei se încadrează în eforturile depuse de colectivul de specialiști ai Combinatului minier Baia Mare, pe linia realizării sarcinilor derivate din Directivele celui de-al IX-lea Congres al P.C.R.

PROTECȚIA MUNCII ȘI TEHNICA SECURITĂȚII

Reglarea debitelor de aer în rețelele complexe de aeraj, prin metoda programării liniare

Ing. I. MATEI

Pe măsura exploatării unui zăcămînt apare, de obicei, necesitatea de a schimba distribuirea cantității de aer pe diverse trasee din circuitul de aeraj al minei. Această distribuire se realizează, în majoritatea cazurilor, prin intermediul digurilor sau ușilor de reglare (uși cu registru).

În cazul rețelelor complexe de aeraj, calculul acestor rezistențe suplimentare care trebuie introduse pe diverse trasee, în scopul întăririi unor curenți în detrimentul altora, pe lîngă faptul că este dificil, implică efectuarea unui număr considerabil de operații care nu întotdeauna duc la rezultatele scontate. În practică, această repartiție a debitelor de aer se face pe baza experienței și aprecierii sau, în cazul cel mai fericit, cu ajutorul comparării diferitelor variante.

Perspective largi, din punctul de vedere al îmbunătățirii și reducerii volumului muncii de calcul, se deschid prin folosirea metodelor programării liniare. Astfel, prin folosirea acestei metode matematice se pot fixa traseele pe care trebuie introduse rezistențele suplimentare, mărimea acestor rezistențe, precum și determinarea consumului minim de energie.

I. Scurte considerații teoretice asupra metodei de programare liniară

Obiectivul programării liniare este legat de problemele repartizării eficiente a unor resurse, de obicei limitate, în vederea atingerii unor obiective propuse.

Caracteristic în asemenea probleme este faptul că ele permit, în general, un mare număr

de soluții, iar rezolvarea problemelor constă în faptul că dintre toate soluțiile posibile trebuie aleasă aceea care corespunde cel mai bine obiectivului propus. O astfel de soluție poartă denumirea de soluție optimă a problemei.

Sub forma ei normală, problema de programare liniară are următoarea schemă matematică :

$$\begin{aligned}
&a_{11}x_1 + a_{12}x_2 + \ldots a_{1j}x_j + \ldots\ldots + a_{1n}x_n = b_1\\
&a_{21}x_1 + a_{22}x_2 + \ldots\ldots a_{2j}x_j + \ldots\ldots + a_{2n}x_n = b_2\\
&\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots \qquad (1)\\
&a_{i1}x_1 + a_{i2}x_2 + \ldots\ldots a_{ij}x_j + \ldots\ldots + a_{in}x_n = b_i\\
&\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\\
&a_{m1}x_1 + a_{m2}x_2 \ldots\ldots a_{mj}x_j + \ldots\ldots + a_{mn}x_n = b_m
\end{aligned}$$

în care :

a_{ij} $(i=1,2\ldots m;\ j=1,2\ldots n)$ sînt coeficienți tehnici constanți ;

x_j — mărimile care trebuie determinate ;

b_i $(i=1,2\ldots m)$ — coeficienții de restricție ai programului întocmit.

Sistemul de ecuații de mai sus, format din m ecuații de condiții cu n necunoscute reprezintă, matematic, concordanța internă a unui program economic.

Evident, programul economic întocmit este subordonat unui anumit scop, legat de procesul economic respectiv care, matematic, se reprezintă printr-o funcție de forma :

$$f(n) = C_1x_1 + C_2x_2 + \ldots + C_jx_j + \ldots C_nx_n, \qquad (2)$$

în care, coeficienții C_j sînt constantele caracteristice ale funcției de eficiență.

În mod curent, problema economică impune variabilelor x_j condițiile de nenegativitate, adică $x_j > 0$; $j = 1,2\ldots n$.

Necunoscutele x_j, fiind mărimi folosite efectiv în realizarea unui plan economic, nu pot lua valori negative.

În cele ce urmează programarea liniară se va aplica pentru rezolvarea problemei reglării debitelor de aer dintr-o schemă complexă de aeraj.

II. Reglarea debitului de aer

În schema de aeraj din figura 1 sînt cunoscute rezistențele tuturor ramificațiilor și se cere să se determine depresiunea necesară care corespunde consumului minim de energie, prin modificarea rezistențelor, astfel ca să se obțină repartiția impusă a debitelor de aer în sistem (tabela 1).

Pentru rezolvarea problemei se pune condiția ca consumul de energie necesar pentru aerajul minei să fie minim, ceea ce matematic se traduce prin ecuația de eficiență în baza relației (3) :

$$N = \sum_{i=1}^{i=n} \frac{R_i q_i^3}{102\,\eta} \qquad (3)$$

din care se obține :

$$\begin{aligned}
L = 0{,}102\eta N = {} & 1\,000\,R_1 + 27\,R_2 + 343\,R_3 +\\
& + 8\,R_4 + R_5 + 64\,R_6 + 27\,R_7 + 27\,R_8 +\\
& + 343\,R_9 + 1\,000\,R_{10} \to \text{minim.} \qquad (4)
\end{aligned}$$

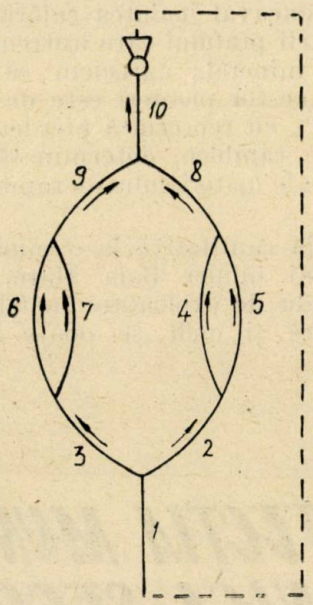


Fig. 1

Tabela 1

i	R_i (kμ)	q_i (m³/s)	$\frac{q_i^2}{100}$	$\frac{q_i^3}{1\,000}$	$\frac{q_i^3}{1\,000} R_i$	$\frac{q_i^2}{100} R_i$
1	0,002	100	100	1 000	2,000	0,200
2	0,040	30	9	27	1,080	0,360
3	0,025	70	49	343	8,575	1,225
4	0,030	20	4	8	0,240	0,120
5	0,060	10	1	1	0,060	0,060
6	0,080	40	16	64	5,120	1,280
7	0,060	30	9	27	2,025	0,675
8	0,075	30	9	27	2,025	0,675
9	0,025	70	49	343	8,575	1,225
10	0,040	100	100	1 000	40,000	4,000

Aplicînd legea a II-a a lui Kirchhoff se obțin ecuațiile de condiții (5) :

$$\left\{\begin{aligned}
&-100\,R_1 - 49\,R_3 - 9\,R_7 - 49\,R_9 -\\
&\quad - 100\,R_{10} + 0{,}01\,h_c = 0\\
&9\,R_2 + R_5 + 9\,R_8 - 49\,R_9 - 16\,R_6\\
&\quad - 49\,R_3 = 0\\
&4\,R_4 - R_5 = 0\\
&16\,R_6 - 9\,R_7 = 0
\end{aligned}\right. \qquad (5)$$

În acest caz, condițiile de nenegativitate sînt :

$$R_1 \geqslant 0;\ R_2 \geqslant 0;\ R_3 \geqslant 0;\ R_4 \geqslant 0;\ R_5 \geqslant 0;$$
$$R_6 \geqslant 0;\ R_7 \geqslant 0;\ R_8 \geqslant 0;\ R_9 \geqslant 0;\ R_{10} \geqslant 0.$$

Evident, pentru a obține repartiția dorită, rezistențele inițiale ale ramificațiilor trebuie modificate cu mărimea ΔR_i.

Deci, rezistențele reale vor fi :

$$R_i' = R_i + \Delta R_i \qquad (6)$$

Ținînd seama de relația (6), relațiile (4) și (5) devin :

$$L = 69{,}295 + 1\,000\,\Delta R_1 + 27\,\Delta R_2 + 343\,\Delta R_3 + 8\,\Delta R_4 + \Delta R_5 + 64\,\Delta R_6 + 27\,\Delta R_8 + 27\,\Delta R_8 + 343\,\Delta R_9 + 1\,000\,\Delta R_{10} \to \text{minim} \qquad (7)$$

și :

$$-100\ \Delta R_1 - 49\ \Delta R_3 - 9\ \Delta R_7 - 49\ \Delta R_9 - 100\,\Delta R_{10} + 0{,}01\ h_v = 7{,}19 \qquad (8)$$
$$9\,\Delta R_2 + \Delta R_5 + 9\ \Delta R_8 - 49\,\Delta R_9 - 16\ \Delta R_6 - 49\ \Delta R_3 = 2{,}635$$
$$\Delta R_5 - 4\,\Delta R_4 = 0{,}060$$
$$9\ \Delta R_7 - 16\ \Delta R_6 = 0{,}74$$

în care :

$$\Delta R_1 \geqslant 0;\quad \Delta R_2 \geqslant 0;$$
$$\ldots\ldots\ldots\ldots$$
$$\Delta R_9 \geqslant 0;\quad \Delta R_{10} \geqslant 0;$$
$$h_v \geqslant 0.$$

Pentru rezolvarea sistemului de ecuații (8) se aplică metoda simplex.

Ținînd seamă de faptul că în practică trebuie să se cunoască în mod necesar algoritmul * simplex și nu toate teoriile matematice pe care este clădit acest algoritm, se vor evita calculele directe de determinare a bazelor și deci a soluțiilor respective.

În acest sens, se vor introduce variabilele ajutătoare y_1, y_2, y_3 și y_4 în sistemul de ecuații (8) și se obține :

$$-100\ \Delta R_1 - 49\ \Delta R_3 - 9\ \Delta R_7 - 49\ \Delta R_9 - 100\ \Delta R_{10} + 0{,}01\ h_v + y_1 = 7{,}19$$
$$9\,\Delta R_2 + \Delta R_5 + 9\ \Delta R_8 - 49\ \Delta R_9 - 16\ \Delta R_6 - 49\,\Delta R_3 + y_2 = 2{,}635 \qquad (9)$$
$$\Delta R_5 - 4\ \Delta R_4 + y_3 = 0{,}56$$
$$9\ \Delta R_7 - 16\ \Delta R_6 + y_4 = 0{,}74$$

* Prin algoritm înțelegem succesiunea de operații ce trebuie efectuate pentru obținerea unui anumit rezultat.

Conform algoritmului cu baze ajutătoare, se adaugă funcției de eficiență L, funcția $M(y_1 + y_2 + y_3 + y_4)$ în care M este un număr pozitiv foarte mare.

În acest caz ecuația (7) devine :

$$L = 69{,}295 + 10{,}625\ M - [(-100\ M - 1\,000)\ \Delta R_1 + (9\ M - 27)\,\Delta R_2 + (-98\ M - 343)\ \Delta R_3 + (-4\ M - 8)\ \Delta R_4 + (2\ M - 1)\ \Delta R_5 + (-32\ M - 64)\ \Delta R_6 + (0.M - 27)\ \Delta R_7 + (9\ M - 27)\ \Delta R_8 + (-98\ M - 343)\ \Delta R_9 + (-100\ M - 1\,000)\ \Delta R_{10} + (0{,}01\ M - 0)\ h_v] \to \text{minim} \qquad (10)$$

Cu ajutorul ecuațiilor (9) și (10) se întocmește tabela simplex inițială (tabela 2).

Tabela simplex inițială s-a întocmit astfel :

— în liniile 1—4 s-au trecut coeficienții mărimilor ΔR_i, din ecuațiile de condiții (9), precum și valorile termenilor liberi ;

— în linia 5 s-au trecut coeficienții acelorași mărimi, dar din funcția de eficiență (10).

Pentru aflarea elementului de soluție, se caută în linia 5 valoarea maximă a diferenței $a_j\ M - C_j$, care trebuie să fie pozitivă.

În cazul de față, corespunde valorii 9M—27 care este situată în coloana ΔR_8 și pe care se va nota cu j_1.

Se caută apoi valoarea minimă a raportului :

$$\frac{b_i}{a_{ij_1}},\ a_{ij_1} > 0 \qquad (11)$$

în care b_i reprezintă valorile termenilor liberi.

Linia care conține acest minim, se va nota cu i_1.

În acest mod se obține elementul de soluție $a_{i_1 j_1} = 9$, cu ajutorul căruia se întocmește tabela simplex I (tabela 3).

Din tabela 3 $M + 2 > 0$ (maxim).

Din raportul termenilor cu componentele pozitive ale variabilei ΔR_5 rezultă :

$$\frac{0{,}06}{1} \to \text{minim}.$$

Deci, 1 va fi elementul de soluție pentru tabela simplex II (tabela 4).

Avem : $0{,}01\ M - 0 > 0$ (maxim)

Deci 0,01 va fi elementul de soluție pentru tabela simplex III (tabela 5).

Din tabela simplex III, se observă că elementul de soluție pentru tabela simplex IV este 9, deoarece $9\ M - 27 > 0$ (maxim) și $\frac{0{,}74}{9} \to$ minim.

Tabela 2

Tabela simplex inițială

i	Baza	Termenii liberi	j										h_r
			ΔR_1	ΔR_2	ΔR_3	ΔR_4	ΔR_5	ΔR_6	ΔR_7	ΔR_8	ΔR_9	ΔR_{10}	
1	y_1	7,190	−100	0	−49	0	0	0	− 9	0	−49	−100	0,01
2	y_2	2,635	0	9	−49	0	1	−16	0	9	−49	0	0
3	y_3	0,060	0	0	0	−4	1	0	0	0	0	0	0
4	y_4	0,740	0	0	0	0	0	−16	9	0	0	0	0
5	L	10,625 M − 69,295	−100 M − 1 000	9 M−27	−98 M−343	−4 M−8	2 M − 1	−32 M−64	−27	9 M−27	−98 M−343	−100 M−1 000	0,01 M

Tabela 3

Tabela simplex I

		ΔR_1	ΔR_2	ΔR_3	ΔR_4	ΔR_5	ΔR_6	ΔR_7	y_2	ΔR_9	ΔR_{10}	h_r
y_1	7,190	−100	0	−49	0	0	0	− 9	0	−49	−100	0,01
ΔR_8	2,635/9	0	1	−49/9	0	1/9	−16/9	0	1/9	−49/9	0	0
y_3	0,06	0	0	0	−4	$\boxed{1}$	0	0	0	0	0	0
y_4	0,74	0	0	0	0	0	−16	9	0	0	0	0
L	7,990 M + 77,200	−100 M − 1000	0	−49 M−490	−4 M−8	M+2	−16 M − 112	−27	−M + 3	−49 M − 490	− 100 M − 1 000	0,01 M

Tabela 4

Tabela simplex II

		ΔR_1	ΔR_2	ΔR_3	ΔR_4	y_3	ΔR_6	ΔR_7	y_2	ΔR_9	ΔR_{10}	h_r
y_1	7,190	−100	0	−49	0	0	0	−9	0	−49	−100	$\boxed{0,01}$
ΔR_8	2,575	0	1	−49/9	0	−1/9	−16/9	0	1/9	−49/9	0	0
ΔR_5	0,06	0	0	0	−4	1	0	0	0	0	0	0
y_4	0,74	0	0	0	0	0	−16	9	0	0	0	0
L	7,930 M − 77,08	−100 M − 1 000	0	−49 M − 490	0	−M − 2	−16 M − 112	0−27	−M + 3	−49 M − 490	−100 M − 1 000	0,01

Tabela 5

Tabela simplex III

		ΔR_1	ΔR_2	ΔR_3	ΔR_4	y_3	ΔR_6	ΔR_7	y_2	ΔR_9	ΔR_{10}	y_1
h	719	−10 000	0	−4 900	0	0	0	−900	0	−4 900	−10 000	100
ΔR_8	2,575	0	1	−49/9	0	−1/9	−16/9	0	1/9	− 49/9	0	0
ΔR_5	0,06	0	0	0	−4	1	0	0	0	0	0	0
y_4	0,74	0	0	0	0	0	−16	$\boxed{9}$	0	0	0	0
L	0,74 M + 77,08	−1 000	0	−490	0	− M − 2	−16 M − 112	9 M − 27	− M + 3	−490	−1 000	−M

Tabela 6

Tabela simplex IV

		ΔR_1	ΔR_2	ΔR_3	ΔR_4	y_3	ΔR_6	y_4	y_2	ΔR_9	ΔR_{10}	y_1
h_v	793	−10 000	0	−4 900	0	0	−1 600	100	0	−4 900	−10 0000	100
ΔR_8	2,575	0	1	−49/9	0	−1/9	−16/9	0	1/9	− 49/9	0	0
ΔR_5	0,06	0	0	0	−4	1	0	0	0	0	0	0
ΔR_7	0,74/9	0	0	0	0	0	−16/9	1/9	0	0	0	0
L	79,30	− 1 000	0	−490	0	$-M-2$	−1 160	$-M+3$	$-M+3$	− 490	−1 000	$-M$

Relațiile de transformare — simplex, care au servit la completarea tabelelor, au următorul aspect :

$$a_{ij_1} = \frac{1}{a_{i_1 j_1}}$$

$$a_{i_1 j} = \frac{a_{i_1 j}}{a_{i_1 i_2}}; \quad j \neq j_1 \qquad (12)$$

$$a_{i j_1} = -\frac{a_{i i_1}}{a_{i_1 j_1}}; \quad i \neq i_1$$

$$a'_{ij} = a_{ij} - \frac{a_{i_1 j}}{a_{i_1 j_1}} \cdot a_{i j_1}; \quad i \neq i_1; \quad j \neq j_1.$$

Soluția optimă se obține cînd diferențele $a_j M - c_j$ au devenit negative sau nule.

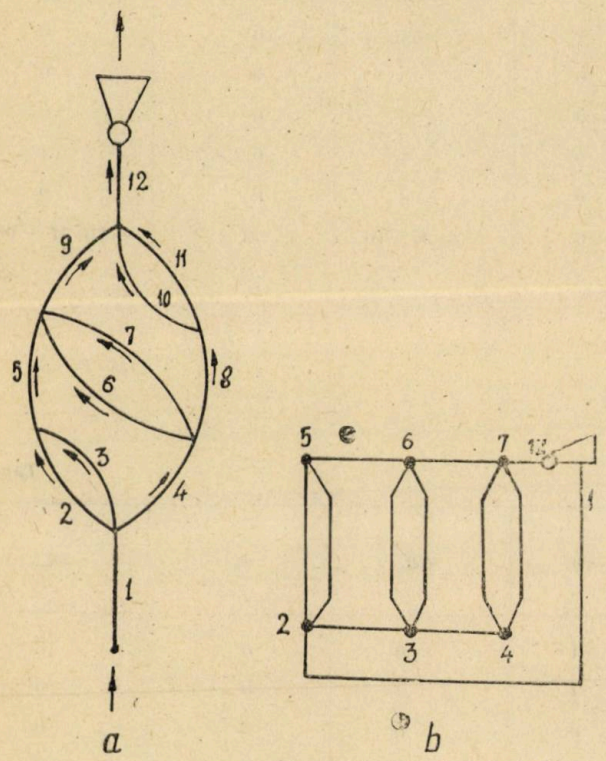


Fig. 2

Întrucît din tabela simplex IV rezultă $a_j M - c_j \leqslant 0$, operația de iterare se oprește (tabela 6).

Din această tabelă se găsește :

$h_v = 793$ mm col. apă ;

$\Delta R_8 = 2{,}575$ kμ ;

$\Delta R_5 = 0{,}06$ kμ ;

$\Delta R_7 = 0{,}74/9$ kμ .

Deci, rezistențele inițiale trebuie corectate cu valorile obținute pentru ΔR_5, ΔR_7 și ΔR_8 (tabela 7).

Tabela 7

i	ΔR_i (kμ)	R_i (kμ)	i	ΔR_i (kμ)	R_i (kμ)
1	0,00	0,002	6	0,00	0,08
2	0,00	0,040	7	0,74/9	0,142
3	0,00	0,025	8	2,575	2,65
4	0,00	0,030	9	0,00	0,025
5	0,06	0,12	10	0,00	0,040

Pentru verificarea calculului efectuat, se calculează consumul minim de energie :

$$N_{min} = \frac{79{,}30}{0{,}102} = 777{,}54 \text{ kW},$$

sau :

$$N = \frac{Q \cdot H}{102} = \frac{100 \cdot 793}{102} = 777{,}54 \text{ kW}.$$

Rezultă că prin aplicarea metodei de programare liniară s-a obținut reglarea dorită, respectînd condiția consumului minim de energie.

În continuare se extinde aplicarea metodei la o rețea de aeraj cu mai multe ramificații.

Pentru aceasta se consideră sistemul de aeraj din figura 2, la care se cunosc rezistențele aerodinamice ale lucrărilor miniere care alcătuiesc sistemul de aeraj și trebuie să se regleze debitele din subteran, astfel ca să se obțină repartiția din tabela 8.

Tabela 8

i	R_i (kμ)	q_i (m³/s)	$\frac{2}{100}q_i$	$\frac{3}{1\,000}q_i$	$\frac{2}{100}q_i R_i$	$\frac{3}{1\,000}q_i R_i$
1	0,03	60	36	216	1,08	6,48
2	0,005	20	4	8	0,020	0,04
3	0,07	20	4	8	0,28	0,06
4	0,013	20	4	8	0,052	0,104
5	0,018	40	16	64	0,288	0,152
6	0,025	5	0,25	0,125	0,00625	0,003125
7	0,075	5	0,25	0,125	0,01875	0,009375
8	0,035	10	1	1	0,035	0,035
9	0,045	50	25	125	1,125	5,625
10	0,085	5	0,25	0,125	0,02125	0,010625
11	0,095	5	0,2	0,125	0,02375	0,011875
12	0,03	60	36	216	1,26	7,56

Tabela simplex

i	Baza	Termenii liberi	ΔR_1	ΔR_2	ΔR_3	ΔR_4	ΔR_5
1	y_1	3,773	-36	-4	0	0	-16
2	y_2	0,26	0	4	-4	0	0
3	y_3	0,0125	0	0	0	0	0
4	y_4	0,0025	0	0	0	0	0
5	y_5	0,50975	0	0	-4	$\boxed{4}$	-16
6	y_6	1,0875	0	0	0	0	0
7	L	$+ 5{,}64525\,M + 21{,}591$	$-36\,M-216$	$M-8$	$-8\,M-8$	$4\,M-8$	$-32\,M-64$

Tabela

i	Baza	Termenii liberi	ΔR_1	ΔR_2	ΔR_3	y_5	ΔR_5
1	y_1	3,773	-36	-4	0	0	-16
2	y_2	0,26	0	4	-4	0	0
3	y_3	0,0125	0	0	0	0	0
4	y_4	0,0025	0	0	0	0	0
5	ΔR_4	0,50975/4	0	0	-1	0,25	-4
6	y_6	1,0875	0	0	0	0	0
7	L	$5{,}1355\,M + 22{,}6015$	$-36\,M - 216$	-8	$-4\,M-16$	$-M + 2$	$-16\,M - 96$

Tabela

i	Baza	Termenii liberi	ΔR_1	ΔR_2	ΔR_3	y_5	ΔR_5
1	y_1	3,773	-36	-4	0	0	-16
2	y_2	0,26	0	4	-4	0	0
3	y_3	0,0125	0	0	0	0	0
4	y_4	0,0025	0	0	0	0	0
5	ΔR_4	0,50975/4	0	0	-1	0,25	-4
6	ΔR_8	1,0875	0	0	0	0	0
7	L	$4{,}048\,M + 23{,}698$	$-36\,M - 216$	-8	$-4\,M - 16$	$-M + 2$	$-16\,M - 96$

Tabela 9

inițial

ΔR_6	ΔR_7	ΔR_8	ΔR_9	ΔR_{10}	ΔR_{11}	ΔR_{12}	h_v
0	0	0	−25	0	0	−36	0,01
0	0	0	0	0	0	0	0
0,25	−0,25	0	0	0	0	0	0
0	0	0	0	0,25	−0,25	0	0
0,25	0	0	0	0	0	0	0
0	0,25	1	25	0,25	0	0	0
0,5 M−0,125	−0,5 M − 0,125	M−1	−50 M−125	0,5 M−0,125	−0,25 M−0,125	−36 M−216	0,01 M

Tabela 10

simplex I

ΔR_6	ΔR_7	ΔR_8	ΔR_9	ΔR_{10}	ΔR_{11}	ΔR_{12}	h_v
0	0	0	−25	0	0	−36	0,01
0	0	0	0	0	0	0	0
0,25	−0,25	0	0	0	0	0	0
0	0	0	0	0,25	−0,25	0	0
0,0625	0	0	0	0	0	0	0
0	−0,25	$\boxed{1}$	25	0,25	0	0	0
0,25 M + 0,375	−0,5 M − 0,125	M − 1	−50 M − 125	0,5 M − 0,125	−0,25 M−0,125	−36 M−216	0,01 M

Tabela 11

simplex II

ΔR_8	ΔR_7	y_6	ΔR_9	ΔR_{10}	ΔR_{11}	ΔR_{22}	h_v
0	0	0	−25	0	0	−36	0,01
0	0	0	0	0	0	0	0
0,25	−0,25	0	0	0	0	0	0
0	0	0	0	$\boxed{0,25}$	−0,25	0	0
0,0625	0	0	0	0	0	0	0
0	−0,25	1	25	0,25	0	0	0
0,25 M + 0,375	−0,25 M−0,375	− M + 1	−25 M − 100	0,25 M + 0,125	−0,25 M−0,125	−36 M−216	0,01 M

Tabela

i	Baza	Termenii liberi	ΔR_1	ΔR_2	ΔR_3	v_5	ΔR_5
1	y_1	3,773	-36	-4	0	0	-16
2	y_2	0,26	0	4	-4	0	0
3	y_3	0,125	0	0	0	0	0
4	ΔR_{10}	0,01	0	0	0	0	0
5	ΔR_1	0,50975 /4	0	0	-1	0,25	-4
6	ΔR_8	1,085	0	0	0	0	0
7	L	4,0455 M+23,69675	-36 $M-216$	-8	-4 $M-16$	$-M+2$	-16 $M-96$

Tabela

i	Baza	Termenii liberi	ΔR_1	ΔR_2	ΔR_3	v_5	ΔR_5
1	y_1	3,773	-36	-4	0	0	-16
2	y_2	0,26	0	4	-4	0	0
3	ΔR_6	0,05	0	0	0	0	0
4	ΔR_{10}	0,01	0	0	0	0	0
5	ΔR_1	0,1243125	0	0	-1	0,25	-4
6	ΔR_8	1,0850	0	0	0	0	0
7	L	4,033 M + 23,678	-36 $M-216$	-8	-4 $M-16$	$-M+2$	-16 $M-96$

Tabela

i	Baza	Termenii liberi	ΔR_1	ΔR_2	ΔR_3	v_5	ΔR_5
1	h_p	377,3	$-3\,600$	-400	0	0	$-1\,600$
2	y_2	0,26	0	$\boxed{4}$	-4	0	0
3	ΔR_6	0,05	0	0	0	0	0
4	ΔR_{10}	0,01	0	0	0	0	0
5	ΔR_1	0,1243125	0	0	-1	0,25	-4
6	ΔR_8	1,080	0	0	0	0	0
7	L	0,26 M + 23,678	-216	4 $M-8$	-4 $M-16$	$-M+2$	$0-96$

Tabela 12

simplex III

ΔR_6	ΔR_7	y_6	ΔR_9	y_4	ΔR_{11}	ΔR_{12}	h_v
0	0	0	−25	0	0	−36	0,01
0	0	0	0	0	0	0	0
0,25	−0,25	0	0	0	0	0	0
0	0	0	0	4	−1	0	0
0,0625	0	0	0	0	0	0	0
0	−0,25	1	25	−1	0,25	0	0
0,25 M + 0,375	−0,25 M−0,375	$-M+1$	−25 M−100	$-M-0,5$	0	−36 M−216	0,01 M

Tabela 13

simplex IV

y_3	ΔR_7	y_6	ΔR_9	y_1	ΔR_{11}	ΔR_{13}	h_v
0	0	0	−25	0	0	−36	0,01
0	0	0	0	0	0	0	0
4	−1	0	0	0	0	0	0
0	0	0	0	4	−1	0	0
−0,25	0,0625	0	0	0	0	0	0
0	−0,25	1	25	−1	0,25	0	0
$-M$−15	0	$-M+1$	−25 M−100	$-M-0,5$	0	−36 M−216	0,01 M

Tabela 14

simplex V

y_3	ΔR_7	y_6	ΔR_9	y_4	ΔR_{11}	ΔR_{12}	y_1
0	0	0	−2 500	0	0	−3 600	100
0	0	0	0	0	0	0	0
4	−1	0	0	0	0	0	0
0	0	0	0	4	−1	0	0
−0,25	0,0625	0	0	0	0	0	0
0	−0,25	1	25	−1	0.25	0	0
$-M-15$	0	$-M+1$	−100	$-M-0,5$	0	−216	$-M$

Scriind ecuația de eficiență în baza relației 3, se obține :

$$L = 0{,}102\,N = 216\,R_1 + 8\,R_2 + 8\,R_3 + 8\,R_4 + 64\,R_5 + 0{,}125\,R_6 + 0{,}125\,R_7 + R_8 + 125\,R_9 + 0{,}125\,R_{10} + 0{,}125\,R_{11} + 216\,R_{12} \to \text{minim}.$$

Aplicînd legea a doua a lui Kirchoff, se pot scrie următoarele ecuații de condiții :

$$-36\,R_1 - 4\,R_2 - 16\,R_5 - 25\,R_9 - 36\,R_{12} + 0{,}01\,h_v = 0$$

$$4\,R_2 - 4\,R_3 = 0$$

$$0{,}25\,R_6 - 0{,}25\,R_7 = 0$$

$$0{,}25\,R_{10} - 0{,}25\,R_{11} = 0$$

$$4\,R_3 + 16\,R_5 - 4\,R_4 - 0{,}25\,R_6 = 0$$

$$0{,}25\,R_7 + 25\,R_9 - R_8 - 0{,}25\,R_{10} = 0.$$

Notînd noile rezistențe $R_i' = R_i + \Delta R_i$ și înlocuindu-le în ecuațiile de condiții și de eficiență, se obține :

$$L = 0{,}102\,N = 21{,}591 + 216\,\Delta R_1 + 8\,\Delta R_2 + 8\,\Delta R_3 + 8\,\Delta R_4 + 64\,\Delta R_5 + 0{,}125\,\Delta R_6 + 0{,}125\,\Delta R_7 + \Delta R_8 + 125\,\Delta R_9 + 0{,}125\,\Delta R_{10} + 0{,}125\,\Delta R_{11} + 216\,\Delta R_{12} \to \text{minim};$$

și

$$-36\,\Delta R_1 - 4\,\Delta R_2 - 16\,\Delta R_5 - 25\,\Delta R_9 - 36\,\Delta R_{12} + 0{,}01\,h_v = 3{,}773;$$

$$4\,\Delta R_2 - 4\,\Delta R_3 = 0{,}26;$$

$$0{,}25\,\Delta R_6 - 0{,}25\,\Delta R_7 = 0{,}0125;$$

$$4\,\Delta R_4 + 0{,}25\,\Delta R_6 - 4\,\Delta R_3 - 16\,\Delta R_5 = 0{,}50975;$$

$$R_8 + 0{,}25\,\Delta R_{10} - 0{,}25\,\Delta R_7 - 25\,\Delta R_9 = 1{,}0875.$$

Prin aplicarea algoritmului cu baze ajutătoare, ecuația de eficiență devine :

$$L = 21{,}591 + 5{,}64525\,M - [(-36\,M - 216)\,\Delta R_1 + (M - 8)\,\Delta R_2 + (-8\,M - 8)\,\Delta R_3 + (4\,M - 8)\,\Delta R_4 + (-32\,M - 64)\,\Delta R_5 + (0{,}5\,M - 0{,}125)\,\Delta R_6 + (-0{,}5\,M - 0{,}125)\,\Delta R_7 + (M - 1)\,\Delta R_8 + (-50\,M - 125)\,\Delta R_9 + (0{,}5\,M - 0{,}125)\,\Delta R_{10} + (-0{,}25\,M - 0{,}125)\,\Delta R_{11} + (-36\,M - 216)\,\Delta R_{12} + (0{,}01\,M - 0)\,h_v] \to \text{minim},$$

iar ecuațiile de condiții iau următorul aspect :

$$-36\,\Delta R_1 - 4\,\Delta R_2 - 16\,\Delta R_5 - 25\,\Delta R_9 - 36\,\Delta R_{12} + 0{,}01\,h + y_1 = 3{,}773;$$

$$4\,\Delta R_2 - 4\,R_3\,\Delta + y_2 = 0{,}26;$$

$$0{,}25\,\Delta R_6 - 0{,}25\,\Delta R_7 + y_3 = 0{,}0025;$$

$$0{,}25\,\Delta R_{10} - 0{,}25\,\Delta R_{11} + y_4 = 0{,}0025;$$

$$4\,\Delta R_4 + 0{,}25\,\Delta R_6 - 4\,\Delta R_3 - 16\,\Delta R_5 + y_5 = 0{,}50975;$$

$$\Delta R_8 + 0{,}25\,\Delta R_{10} - 0{,}25\,\Delta R_7 - 25\,\Delta R_9 + y_6 = 1{,}0875.$$

În baza ecuațiilor de condiții obținute, precum și a funcției de eficiență, se întocmește tabela simplex inițială (tabela 9).

Din tabela simplex inițială rezultă că $4M - 8 > 0$ (maximum) și $\frac{0{,}50975}{4} = \text{minim}$.

Deci, 4 va fi elementul de soluție și cu ajutorul relațiilor de transformare (12) întocmim primul tabel simplex (tabela 10).

Analog, prin iterare, se întocmesc și celelalte tabele simplex, care urmează.

Întrucît s-au obținut diferențele $a_j M - C_j \leqslant 0$, iterarea se oprește la tabela simplex VI.

Din această tabelă rezultă :

$$h_c = 403{,}3 \text{ mm col apă};$$

$$\Delta R_2 = 0{,}065 \text{ k}\mu;$$

$$\Delta R_6 = 0{,}05 \text{ k}\mu;$$

$$\Delta R_{10} = 0{,}01 \text{ k}\mu;$$

$$\Delta R_4 = 0{,}1243125 \text{ k}\mu;$$

$$\Delta R_8 = 1{,}080 \text{ k}\mu;$$

$$L = 24{,}198$$

Verificînd calculele efectuate, găsim :

$$L = 0{,}102\ \eta\ N = 24{,}198;$$

deci

$$N_{min} = \frac{24{,}198}{0{,}102} \cong 237{,}2 \text{ kW}$$

sau

$$N = \frac{QH}{102} = \frac{60\ 403{,}3}{102} \cong 237{,}2 \text{ kW}.$$

În consecință, repartiția cerută se poate obține, corectînd rezistențele aerodinamice inițiale cu valorile R_i găsite anterior.

Tabela 15

Tabela simplex VI

i	Baza	Termenii liberi	ΔR_1	y_2	ΔR_3	y_5	ΔR_5	y_3	ΔR_7	y_6	ΔR_9	y_4	ΔR_{11}	ΔR_{12}	y_1
1	h_v	403,3	−3600	100	−400	0	−1600	0	0	0	−2500	0	0	−3600	100
2	ΔR_2	0,065	0	0,25	−1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
3	ΔR_6	0,05	0	0	0	0	0	4	−1	0	0	0	0	0	0
4	ΔR_{10}	0,01	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	−1	0	0
5	ΔR_4	0,1243125	0	0	−1	0,25	−4	−0,25	0,0625	0	0	0	0	9	0
6	ΔR_8	1,080	0	0	0	0	0	0	−0,25	1	25	−1	0,25	0	0
7	L	24,198	−216	$-M+2$	−8	$-M+2$	−96	$-M-15$	0	$-M+1$	−100	$-M-0,5$	0	−216	$-M$

Concluzii

În baza celor două exemple de calcul, cu ajutorul uneia din metodele programării liniare și anume metoda simplex, se pot trage anumite concluzii asupra posibilității aplicării programării liniare în calculele de reglare a debitelor de aer.

Astfel, calculele în care se folosește programarea liniară trebuie să fie bazate pe o analiză economică complexă. Această analiză a obiectului de cercetat (în cazul de față consumul minim de energie) constituie condiția necesară și hotărîtoare a exactității calculelor.

Utilitatea calculelor de acest gen, pentru rezolvarea schemelor complexe de aeraj, este evidentă, dat fiind posibilitatea că în aplicarea acestei metode se pot folosi cu succes mașinile electronice de calcul. În practică, cu prilejul efectuării calculelor, pot apare unele probleme neprevăzute. La rezolvarea acestor probleme, este necesar să se țină seamă de faptul că analiza economică trebuie să contribuie la alegerea variantei care să asigure condițiile optime de confort al muncii, prescrise de normele de tehnica securității.

BIBLIOGRAFIE

[1] Mihăilă, N. *Introducere în programarea liniară*. Ed. didactică și pedagogică, București, 1964.

Prepararea substanțelor minerale utile

Contribuții în problema influenței temperaturii tulburelii la separarea blendelor

Ing. C. BUCIU

A. Efectele variației temperaturii tulburelilor în flotație

Practica flotației a arătat că temperatura tulburelii poate influența flotația minereurilor, în marea majoritate a cazurilor influența temperaturii ridicate fiind favorabilă.

În procesul de flotație, temperatura acționează asupra oxidării mineralelor, solubilității acestora și a compușilor formați între colector și mineral și asupra reacțiilor chimice și adsorbției.

I. *Influențe nefavorabile*

În procesul de flotație, tulburelile cu temperaturi ridicate accelerează gradul de oxidare și de solubilitate a minereurilor, fapt care duce la reducerea capacității lor de flotare, respectiv la micșorarea extracțiilor în metale.

1. Oxidarea. Minereurile sulfuroase, care intră în componența tulburelilor din flotație, sînt mai mult sau mai puțin oxidabile.

În mod curent, atît în morile cu bile, cît și în celule, are loc, în contact cu aerul umed, un proces de oxidare a minereurilor sulfuroase din

tulbureală, cu formarea de acid sulfuric liber, care tinde spre formarea de sulfaţi.

Acidul sulfuric liber, acţionînd asupra sulfurilor nealterate, a bilelor şi căptuşelilor din moară, dă naştere la o serie de compuşi de oxidare intermediari ca : sulfiţi, hiposulfiţi, hidrosulfiţi etc. care au caracter de reactivi depresanţi pentru unele sulfuri şi se comportă adesea, în procesul de flotaţie, ca antitoxine.

În afară de inconvenientul de mai sus, porţiunea oxidantă a minereurilor nu poate flota într-o tulbureală condiţionată pentru flotarea sulfurilor, fapt care duce la pierderi în steril care, în cazul unor sulfuri uşor oxidabile, pot fi foarte ridicate.

Cînd în instalaţii se lucrează cu tulbureli neîncălzite, gradul de oxidare a minereurilor, în fazele de măcinare şi concentrare, este redus şi deci capacitatea lor de flotare este puţin afectată.

În condiţiile lucrului cu tulbureli încălzite la peste 35°C, procesul de oxidare a minereurilor este accelerat, iar cel de flotare încetinit şi deci extracţiile de metale se micşorează.

2. S o l u b i l i t a t e a. Gradul de solubilitate a componenţilor din tulburelile flotaţiilor, influenţează atît asupra transformărilor superficiale ale mineralelor, cît şi asupra modificărilor, pe care sărurile dizolvate le suferă sub acţiunea reactivilor de flotaţie.

Minereurile şi combinaţiile care se formează în tulbureală au o solubilitate redusă, fapt care provoacă prezenţa ionilor respectivi în tulbureală ; aceşti ioni, cei mai mulţi cationi, acţionează asupra anionilor de colectori, formînd compuşi greu solubili.

Solubilitatea mineralelor de flotat ca şi a compuşilor care se formează pe suprafaţa lor, sub acţiunea reagenţilor colectori, variază cu temperatura, în general solubilitatea acestora fiind accelerată cînd temperatura tulburelii încălzite este de peste 35°C. Acest efect reduce eficacitatea colectorilor şi respectiv capacitatea de flotare a mineralelor care au devenit astfel mai udabile.

II. *Influenţe favorabile*

În procesul de flotaţie, tulburelile cu temperaturi ridicate influenţează viteza reacţiilor chimice care au loc în tulbureală şi la suprafaţa mineralelor cît şi absorbţia, fapt care are ca rezultat o mărire a capacităţii de flotare a mineralelor şi în consecinţă o creştere a extracţiilor în metale şi a calităţii unor concentrate, în special cele de zinc.

1. R e a c ţ i i l e c h i m i c e. Practica flotaţiei a arătat că reacţiile chimice din tulbureală şi cele de pe suprafaţa mineralelor sînt influenţate de temperatură, în sensul că sînt accelerate de ridicarea temperaturii.

Se poate afirma că atunci cînd temperatura creşte în progresie aritmetică, viteza reacţiilor chimice creşte în progresie geometrică.

În general, o anumită ridicare a temperaturii tulburelii ameliorează flotaţia şi fiecărui mineral îi corespunde o temperatură optimă stabilită prin încercări. La temperatura optimă, reacţiile chimice dintre colectori şi minerale se produc cu o viteză mai mare decît la rece şi deci timpul de flotare a mineralelor respective se micşorează.

2. A d s o r b ţ i a. La suprafeţele de separare lichid-aer şi lichid-mineral din tulburelile flotaţiilor au loc fenomene de adsorbţie, care joacă un rol important în flotaţie. La suprafaţa de separare lichid-mineral adsorbţia creşte cu temperatura.

B. Anihilarea efectelor nefavorabile la separarea blendelor din tulburelile cu temperatură joasă

Problema influenţei temperaturii în flotaţie a fost analizată într-o lucrare mai veche [2].

În concluziile lucrării respective se arată că punctele de vedere asupra acestei probleme sînt diferite şi se recomandă efectuarea unor cercetări sistematice.

Efectele negative ale separării blendelor din tulburelile cu temperatură joasă, la prepararea minereurilor complexe din bazinul minier Maramureş, s-au manifestat asupra următorilor indici :

— micşorarea extracţiei în zinc, prin creşterea pierderilor de zinc din produsele din care acest element nu poate fi valorificat, datorită încetinirii vitezei reacţiilor dintre suprafeţele particulelor de blendă şi reactivii colectori, respectiv creşterii timpului de flotaţie a blendei ;

— obţinerea de calităţi mai slabe de concentrate zincoase, în anotimpul rece, în comparaţie cu calităţile prescrise de standardul în vigoare.

Calitatea mai slabă a concentratelor de zinc se datora următoarelor cauze :

a) creşterea conţinutului de fier din concentratele de zinc, ca urmare a creşterii conţinutului în pirită a acestor concentrate, fapt cauzat de încetinirea vitezei reacţiilor dintre reactivii depresanţi introduşi în tulbureală şi suprafaţa particulelor de pirită ;

b) scăderea conţinutului de zinc din concentratele zincoase, în urma impurificării lor cu pirită din motivele indicat la punctul precedent.

Anihilarea efectelor nefavorabile de mai sus, la separarea blendelor din tulbureli cu temperatură joasă a fost realizată pe căile şi cu rezultatele prezentate mai jos.

1. *Anihilarea efectelor nefavorabile ale temperaturii scăzute asupra extracţiilor în zinc, prin majorarea timpului de flotare.*

Separarea blendei din tulburelile cu temperatură joasă, din trimestrele I şi IV cu extracţii în zinc inferioare celor obţinute în trimestrele II şi III s-a manifestat la toate instalaţiile de preparare care în ultimii ani ai cinci-

nalului al doilea au prelucrat minereuri complexe.

În tabelele 1 și 2 sînt cuprinse extracțiile în zinc, realizate de instalația de preparare

Tabela 1

Instalația	Perioada	Temperatura tulburelii, C°	Extracția în zinc, %
Cavnic	Trim. IV.1962—trim. I. 1963	8—12	79,1
	Trim. II—III.1963	12—18	82,8
	Trim.IV.1963—trim.I.1964	8—12	79,5
	Trim.II—III.1964	12—18	83,5
	Trim.IV.1962—trim.I.1963 și trim.IV.1963—trim. I. 1964	8—12	79,3
	Trim. II—III 1963 și trim.II—III.1964	12—18	83,2

Tabela 2

Instalația	Perioada	Temperatura tulburelii, C°	Extracția în zinc, %
Baia Sprie Băiuț Baia Borșa (indicii comasați)	Trim IV.1962—trim.I. 1963	8—12	60,7
	Trim. II—III.1963	12—18	64,4
	Trim. IV.1963—trim. I. 1964	8—12	59,4
	Trim. II—III.1964	12—18	63,3
	Trim. IV.1962—trim. I. 1963 și trim. IV.1963—trim. I.1964	8—12	60,0
	Trim. II—III.1963 și trim. II—III.1964	12—18	63,5

Cavnic, la care s-au făcut încercările industriale de anihilare a efectelor anotimpului rece și comparativ extracția medie în zinc, realizată de

Datele din tabele se referă la perioadele anterioare începerii încercărilor de anihilare a efectelor nefavorabile ale anotimpului rece asupra extracțiilor în zinc.

Din cuprinsul tabelelor 1 și 2 reiese că pe o perioadă de doi ani, anterioară datei de începere a încercărilor, extracțiile de zinc în anotimpul rece, atît la instalația de preparare Cavnic, cît și la celelalte instalații în funcțiune în anii 1962 și 1964, sînt în mod constant inferioare extracțiilor realizate în anotimpul cald.

Din tabele reiese, de asemenea, că diferența dintre extracțiile în zinc, realizate în anotimpul cald și rece, de instalația de preparare Cavnic și celelelalte trei instalații, este practic aceeași și anume aproximativ 3,5 puncte (tabela 3):

Tabela 3

Instalația	Extracția în zinc, %		
	anotimpul		Diferența dintre extracțiile anotimpului rece față de cald
	cald	rece	
Cavnic	83,2	79,4	—3,8
Baia Sprie Băiuț Baia Borșa	63,5	60,0	—3,5

Măsura care a dus la rezolvarea problemei a constat în mărirea timpului de flotare din circuitul de preparare a blendei, cu timpul de flotare mărit al blendei, separate din tulburelile cu temperatură joasă.

Mărirea timpului de flotare, în scopul de mai sus, a fost realizată pe următoarele căi:

a) prin introducerea metodei de flotare colectivă a blendei și piritei în circuitul folosit anterior la separarea diferențială a blendei de pirita

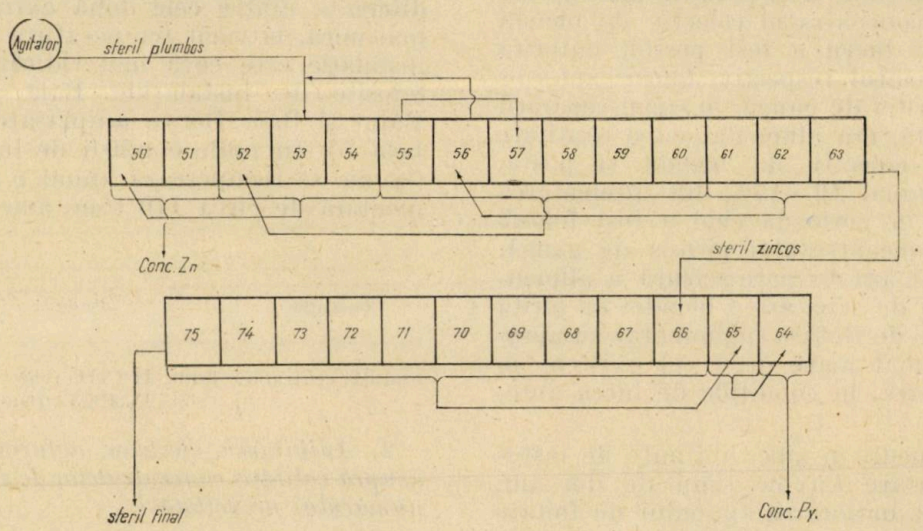


Fig. 1. Schema circuitului de separare a blendei și piritei din minereul complex Cavnic prin flotație diferențială.

instalațiile de preparare Baia Sprie, Băiuț, Baia Borșa, la care în toamna anului 1964 procesul tehnologic la separarea blendei era pus la punct.

și ganga din tulbureală (fig. 1). În acest caz, randamentul de lucru al celulelor flotatoare a crescut, datorită fatului că în circuitul de flotare colectivă a blendei și piritei, volumul de apă

Tabela 4

Instalația de preparare	Perioada	Anotimpul	Extracția în zinc, %	Observații
Cavnic	Trim. IV.1962–trim.I.1963 + trim. IV.1963 – trim. I.1964	rece	79,3	Rezultate obținute înainte de majorarea timpului de flotare.
	Trim. II–III.1963 + și trim. II–III. 1964	cald	83,5	
	Trim. IV.1964– trim.I.1965 + și trim. IV.1965–trim.I.1966	rece	83,8	Rezultate obținute după majorarea timpului de flotare.
	Trim. II–III.1965	cald	83,6	

dozat pentru transportul concentratului colectiv în lungul jghiabului circuitului respectiv a fost micșorat cu aproximativ 80%, în raport cu perioada cînd acest circuit a fost folosit la separarea blendei din tulbureală, prin flotație selectivă;

b) prin reducerea numărului de celule reflotatoare, de la trei, utilizate anterior în circuitul de separare diferențială a blendei, la o celulă, cînd circuitul respectiv a fost amenajat pentru flotarea colectivă a blendei și piritei, mărindu-se în mod corespunzător, cu două celule circuitul de flotare primară. În condițiile de lucru de mai sus, s-a obținut în circuitul de flotare colectivă a blendei și piritei, un timp de flotare suplimentar, cu aproximativ 20% mai mare decît cel existent în circuitul respectiv în condițiile de lucru anterioare. Această situație a permis ca pierderile de zinc din steril să nu crească în anotimpul rece, în raport cu cel cald;

c) prin reducerea tonajului prelucrat pe metru cub de volum celular. Concomitent cu majorarea timpului de flotare din circuitul de flotare colectivă a blendei și piritei, același rezultat a fost obținut și în circuitul de separare a blendei din concentratul colectiv de blendă și pirită. Acest lucru a fost posibil datorită faptului că circuitul respectiv, folosit anterior la separarea piritei de gangă, în cazul separării blendei de pirită, era alimentat cu o cantitate de concentrat colectiv de blendă și pirită, reprezentînd numai 10–15% din alimentarea acestui circuit în perioada cînd a fost folosit la separarea concentratului piritos de gangă. Reducerea într-o așa de mare măsură a alimentării circuitului de separare a blendei de pirită a creat un timp de flotare suplimentar cu aproximativ 25% mai mare decît cel existent în circuitul respectiv, în condițiile de lucru anterioare.

Extracțiile medii în zinc, obținute de instalația de preparare Cavnic timp de doi ani, înainte și după majorarea timpului de flotare prin aplicarea celor trei măsuri indicate mai sus, sînt redate în tabela 4.

Din tabela 4 rezultă că anterior majorării timpului de flotare, în perioadele comparate, extracția în zinc în anotimpul rece era cu 4 puncte inferioare celei realizate în anotimpul cald, iar după majorarea timpului de flotare extracția în zinc realizată în anotimpul rece nu a fost deosebită de cea realizată în anotimpul cald.

Întrucît rezultatul de mai sus a fost confirmat de două semestre cu anotimp rece, apreciem că efectele nefavorabile asupra extracției în zinc la separarea blendei din tulbureli cu temperatură joasă, cauzată de mărirea timpului de flotare, pot fi anihilate în întregime prin mărirea corespunzătoare a timpului de flotare, în raport cu cel existent sau a duratei de condiționare.

Volumul de flotare suplimentar, necesar a fi creat în anotimpul rece, este egal cu aproximativ 20% din cel în funcțiune, în anotimpul cald.

Rezultatele obținute la instalația Cavnic reprezintă o soluție definitivă a problemei, valabilă pentru separarea blendei din tulburelile cu temperatură joasă ale oricărui minereu complex. Aceste rezultate sînt valabile și pentru tulburelile de la Flotația centrală din care de asemenea se obțin extracții în zinc mai reduse în anotimpul rece în raport cu anotimpul cald, diferența dintre cele două extracții fiind însă mai mică, întrucît temperatura apei folosite în instalație este ceva mai ridicată decît a apei folosite de instalațiile Baia Sprie, Cavnic, Băiuț și Baia Borșa, amplasate în munți (tabela 5). În noile condiții de lucru, la flotația Cavnic se recuperează anual o cantitate suplimentară de circa 110 tone zinc.

Tabela 5

Instalația	Perioada	Extracția în zinc, %
Flotația centrală	Trim. II–III 1965	83,6
	Trim. IV.1965–trim.I.1966	82,5

2. *Anihilarea efectelor nefavorabile ale iernii asupra calității concentratelor de zinc prin mărirea numărului de reflotări.*

Separarea blendei din tulburelile cu temperaturi joase din trimestrele I și IV ale anului în concentrate de calitate inferioară celor obținute în trimestrele II și III, s-a manifestat la toate instalațiile de preparare, care în anii trecuți au prelucrat minereuri complexe.

În tabela 6 sînt cuprinse calităţile concentratelor de zinc, realizate de instalaţia de preparare Cavnic, la care s-au făcut încercările industriale de anihilare a efectelor anotimpului rece asupra acestui indice cît şi comparativ, calitatea medie a concentratelor de zinc realizată de instalaţiile de preparare Baia Sprie, Băiuţ şi Baia Borşa.

Datele din tabelă se referă la perioadele anterioare începerii încercărilor de anihilare a efectelor nefavorabile ale anotimpului rece, asupra calităţii concentratelor de zinc.

Din tabela 6 rezultă următoarele :

Tabela 6

Instalaţia	Perioada	Temperatura tulburelii, C°	Calitatea concentratelor de zinc	
			Zn, %	Fe, %
Cavnic	Trim. IV.1962—trim.I.1963	8—12	47,6	10,3
	Trim.II—III.1963	12—18	50,3	7,2
	Trim.IV.1963—trim.I.1964	8—12	48,0	10,2
	Trim.II—III.—1964	12—18	53,0	6,5
	Trim.IV.1962—trim.I.1963 şi trim.IV.1963—trim.I.1964	8—12	47,8	10,2
	Trim.II—III.1963 şi trim. II—III.1964	12—18	51,7	6,8
Baia Sprie Băiuţ Baia Borşa	Trim.IV.1963—trim.I.1964	8—12	47,0	11,2
	Trim. II—III.1964	12—18	50,5	9,4

— anterior datei de începere a încercărilor, calitatea concentratelor de zinc în anotimpul rece, atît la instalaţia de preparare Cavnic, cît şi la celelalte instalaţii în funcţiune, a fost în mod constant inferioară calităţii realizate în anotimpul cald ;

— diferenţa dintre conţinuturile de zinc şi de fier din concentratele zincoase, realizate în anotimpul cald şi rece, de instalaţia de preparare Cavnic şi celelalte trei instalaţii, este cuprinsă în tabela 7.

Se constată că în ambele cazuri conţinutul de zinc al concentratului de zinc, în anotimpul rece, este inferior celui din anotimpul cald, în timp ce conţinutul de fier al concentratului de zinc în anotimpul rece este superior, celui din anotimpul cald.

În vederea înlăturării efectelor nefavorabile ale anotimpului rece asupra calităţii concentratelor de zinc, au fost aplicate numeroase măsuri ; singura măsură însă care a dat rezultate la flotaţia Cavnic a constat în mărirea numărului de reflotări de la două în anotimpul cald (fig. 2) la trei reflotări, în anotimpul rece (fig. 3).

Tabela 7

Instalaţia	Calitatea concentratului de zinc					
	anotimpul				Diferenţa dintre anotimpul rece faţă de cald	
	cald		rece			
	Zn, %	Fe, %	Zn, %	Fe, %	Zn	Fe
Cavnic	51,7	6,8	47,8	10,2	—3,9	3,4
Baia Sprie Băiuţ Baia Borşa	50,5	9,4	47,0	11,2	—3,5	1,8

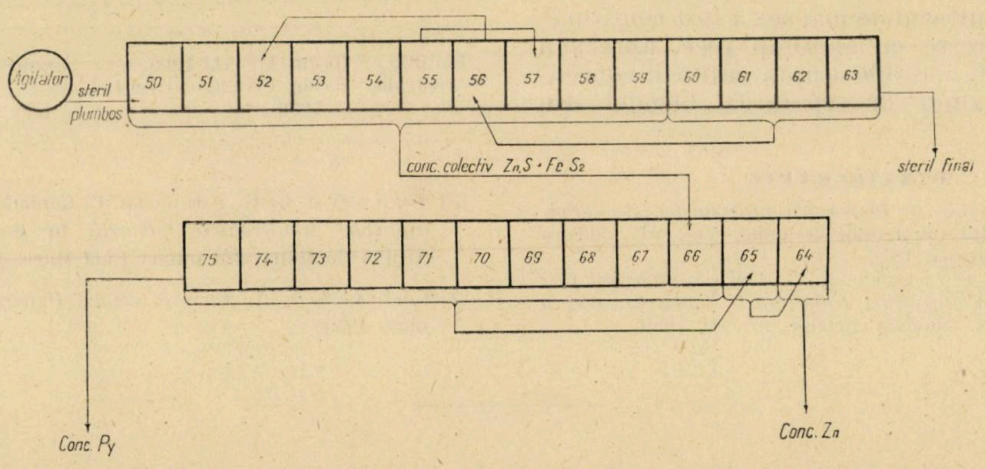


Fig. 2. Schema circuitului de flotare colectiv-selectivă a blendei şi piritei din minereul complex Cavnic în anotimp cald.

În noile condiţii de lucru, conţinutul de zinc din concentratul zincos nu a scăzut, iar cel de fier nu a crescut în anotimpul rece în raport cu anotimpul cald.

tulbureli cu temperatură joasă, pot fi anihilate în întregime prin mărirea numărului stadiilor de reflotare a concentratului de zinc, în anotimpul rece, cu încă un stadiu, în raport cu

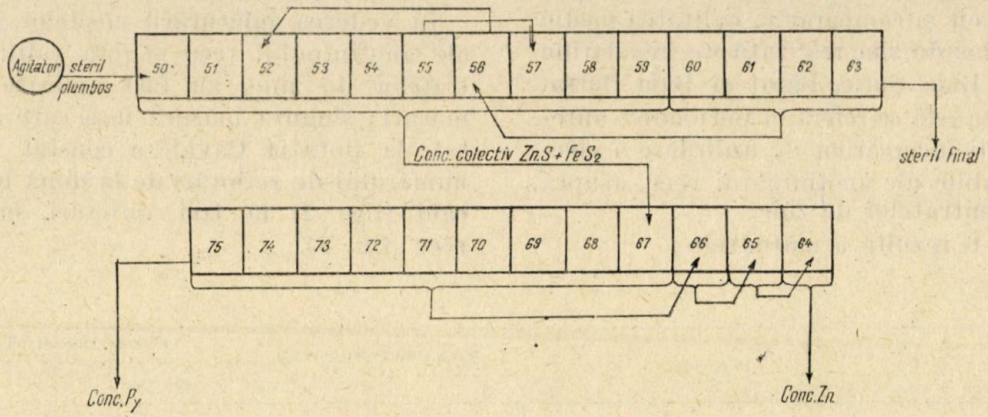


Fig. 3. Schema circuitului de flotare colectiv-selectivă a blendei şi piritei din minereul complex Cavnic în anotimp rece.

Calitatea concentratelor de zinc, obţinută de instalaţia de preparare Cavnic, timp de doi ani înainte şi 1,5 ani după realizarea a trei reflotări, în anotimpul rece, este redată în tabela 8.

Din tabela 8 rezultă că dacă anterior reflotării în trei stadii a concentratului de zinc, în perioadele comparate, calitatea acestui produs în anotimpul rece era inferioară celei realizate în anotimpul cald, după aplicarea reflotării în trei stadii calitatea concentratelor de zinc realizată în anotimpul rece a fost practic egală cu cea realizată în anotimpul cald.

Întrucît rezultatul de mai sus a fost confirmat de două semestre cu anotimp rece, apreciem că efectele nefavorabile asupra calităţii concentratului de zinc, la separarea blendei din numărul stadiilor de reflotare din anotimpul cald.

Rezultatele obţinute la flotaţia Cavnic reprezintă o soluţie definitivă a problemei, valabilă pentru separarea concentratelor de zinc din tulburelile cu temperatură joasă ale oricărui minereu complex, inclusiv cele de la Flotaţia centrală (tabela 9).

Tabela 8

Instalaţia	Perioada	Anotimpul	Conţinutul concentratului		Observaţii
			Zn %	Fe %	
Cavnic	Trim. IV.1962—trim.I.1963 şi trim.IV.1963—trim.I.1964	rece	47,8	10,2	Rezultatele obţinute cu reflotarea în două stadii
	Trim. II—III.1963 şi trim. II—III.1964	cald	51,7	6,8	
	Trim. IV. 1964—trim. I. 1965 şi trim. IV.1965—trim. I.1966	rece	53,3	5,9	Rezultatele obţinute cu reflotarea în trei stadii
	Trim. II—III.1965	cald	53,4	5,5	

Tabela 9

Instalaţia	Perioada	Anotimp	Calitatea concentraţiilor de zinc	
			Zn. %	Fe. %
Flotaţia centrală	Trim. II—III.1965	cald	50,0	11,2
	Trim. IV.1965—trim.I. 1966	rece	47,4	12,8

BIBLIOGRAFIE

[1] Huber Panu, I. *Prepararea minereurilor şi a cărbunilor.* Manualul inginerului de mine. Vol. VI, Editura tehnică, Bucureşti, 1956.

[2] Vlad, P. şi Popescu, F. G. *Unele consideraţii privind problema influenţei temperaturii tulburelii asupra flotării blendei.* Revistă Minelor, nr. 10, 1960.

[3] Popescu, F. G. şi Buciu, C. *Contribuţii în problema influenţei temperaturii tulburelii la flotarea blendelor.* Arhiva Combinatului minier Baia Mare, 1959.

[4] Chiriev, V. A. *Curs de chimie fizică,* Editura tehnică, 1954.

GEOLOGIE

Calcularea conținuturilor și rezervelor de azbest crizotil tip Banat

Ing. D. DELEANU

Cele mai importante zăcăminte de azbest crizotil din Canada, S.U.A., U.R.S.S. etc. se prezintă, fie sub formă de țesuturi în serpentinite, fie sub formă de corpuri în peridotite serpentinizate de volume mari de ordinul sutelor de mii de tone sau milioanelor de tone.

Calcularea conținuturilor și volumelor unor astfel de zăcăminte nu constituie o problemă.

Zăcămintele de azbest crizotil din sudul Banatului, deși se află cantonate în același fel de roci ca și zăcămintele mari citate, prezintă unele particularități care fac ca determinarea conținuturilor și volumului lor în zăcământ să impună o metodologie aparte.

Zăcămintele din sudul Banatului se prezintă sub formă de filoane aliniate de-a lungul unor

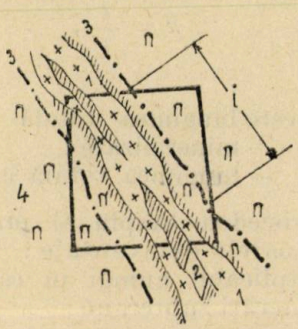


Fig. 1. Filon de azbest crizotil:
1 — rocă intruzivă acidă; *2* — talcitizări; *3* — zone cu azbest; *4* — serpentinit

linii tectonice de profunzime, pe lungimi de cîțiva kilometri [1].

Un filon de azbest crizotil este format din două zone cu azbest (fig. 1) plasate una în culcușul, iar alta în coperișul unei lame de intruziuni de rocă acidă, de obicei granodiorit, care însoțește în general azbestul. Uneori, în locul intruziunii acide se găsește talcul curat sau cu intercalații de cuarț. O zonă este formată din mai multe filonașe de crizotil situate în serpentinit (serpentină apodunitică cu structura celulară sau serpentină apodunitică cu structura lamelară sau chiar serpentină wehrlitică cu dialag).

Un filonaș de azbest este constituit din fibre de crizotil (fulgi) situate perpendicular pe direcția fisurilor în care se găsesc sub diferite grade de tasare (fig. 2).

Lungimea fibrelor variază de la sub 1 mm pînă la 10 mm, rar peste 10 mm.

Filonașele de azbest, care formează o zonă sînt situate aproape paralel între ele (fig. 3).

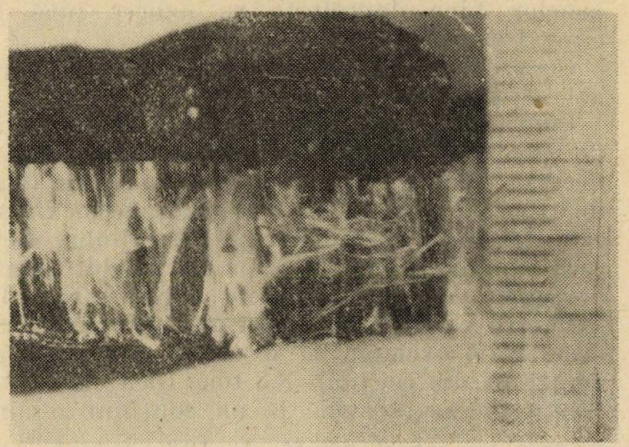


Fig. 2. Filonaș de azbest crizotil cu fibre lungi de 10—12 mm ce se descămează ușor.

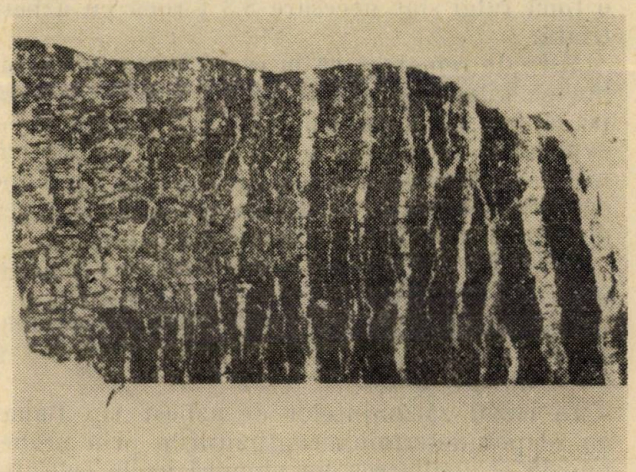


Fig. 3. Zonă 12 cm cu 17 filonașe de azbest crizotil de la 1 la 4 mm.

Grosimea unei zone de azbest este cuprinsă între 3 și 40 cm, în medie 10 cm, rar peste 40 cm.

Utilul îl constituie azbestul din ambele zone — cea din culcuș și cea din coperiș.

Grosimea unui filon, adică a celor două zone și a intruziunii de roci acide între ele, este de 0,20—4 m, rar depășind 4 m, iar lungimea unui filon este de la 10 pînă la 200 m. Înspre adîncime, pînă în prezent s-a verificat existența

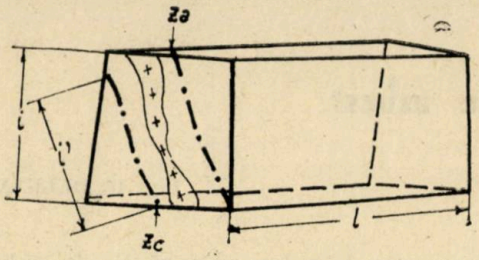


Fig. 4

Za — zonacu azbest din coperiș; *Zc* — zona cu azbest din culcuș; *i* — înălțimea luată egală cu înălțimea galeriei; *i'* — înălțimea pe înclinare a zăcămîntului; *l* — lungimea totală a galeriei.

zonelor bine dezvoltate cu azbest pînă la circa 100 m.

Ceea ce interesează industrial, este roca cu azbest din ambele zone.

Conținutul industrial în fulgi este în funcție de valoarea volumului minim de rocă cu azbest necesar pentru obținerea unei tone de fulgi de azbest. În acest scop, roca cu azbest extrasă este triată prin îndepărtarea sterilului încît roca rămasă să cuprindă pe cît posibil numai porțiunea cu filonașele de azbest (fig. 3).

Pentru ca exploatarea să fie economică, este necesar de exemplu să se obțină 1 tonă fulgi de azbest din cel mult 8,3 tone rocă cu azbest triată. Aceasta revine la un conținut minim în roca cu azbest triată de 12% fulgi $\left(\frac{100}{8.3} = 12\%\right)$ sau, invers, cînd vorbim de rocă cu 12% conținut, înseamnă că pentru a obține o tonă fulgi sînt necesare 8,3 t rocă cu azbest triată.

Este de remarcat că în cazul normelor stabilite pe kilogram-rocă cu azbest triată, extrasă pe metru de înaintare, există tendința să se exploateze îndeosebi zonele cu o grosime mai mare (în medie 10 cm) și conținuturi minime de 12%, pentru a se realiza 150—300 kg rocă de azbest, triată pe metru de înaintare.

Acest fel de procedare duce însă la o exploatare preferențială.

În prezent se consideră că o zonă este exploatabilă cînd are o grosime minimă de 5 cm și un conținut minim de 11%.

În cazul zăcămintelor de azbest tip Banat nu se pot determina conținuturile prin probe-brazdă și analizarea lor chimică ca la celelalte zăcăminte.

De asemenea, nu se poate cunoaște greutatea volumetrică a fulgilor în zăcămînt, întrucît aceștia se găsesc în fisurile din rocă sub diferite grade de presare.

Întrucît însă pentru calculul rezervelor unui zăcămînt de azbest este necesar să se cunoască, între altele, conținutul și greutatea volumetrică, se descriu mai jos două procedee pentru determinarea lor.

Procedeul I — Determinarea conținutului și greutății volumetrice prin extragerea rocii cu azbest din lucrările miniere de explorare și prepararea rocii cu azbest triate la stația de preparare.

În acest mod se poate cunoaște conținutul în fulgi $P\%$ din fiecare lucrare minieră.

Grosimea medie a ambelor zone g_m se determină cu ajutorul formulei :

$$g_m = \frac{T_0}{L \cdot i \cdot \gamma_v}, \qquad (1)$$

în care :

T_0 este cantitatea de rocă extrasă și triată la gura galeriei (determinată prin cîntărire);

L — lungimea galeriei corectată cu coeficientul de mineralizație;

i' — înălțimea medie a zonelor exprimată ca media aritmetică a măsurătorilor făcute din metru în metru de înaintare;

γ_v — greutatea volumetrică a rocii cu azbest ($\gamma_v = 2{,}6$)

Coeficientul de mineralizație este dat de raportul

$$k = \frac{l'}{l},$$

în care :

l' este lungimea totală a intervalelor mineralizate;

l — lungimea totală a galeriei.

Acest procedeu simplu și practic prezintă însă următoarele dezavantaje :

— este aplicabil numai în cazul explorării făcute cu lucrări subterane;

— necesită o strictă evidență a rocii cu azbest extrasă pe fiecare lucrare, înlăturîndu-se orice pierderi;

— în majoritatea cazurilor cantitatea de rocă extrasă pe o lucrare este mult mai mică decît capacitatea stației de preparare, aceasta neputînd fi oprită, curățată și pusă în funcție pentru mici cantități de minereu;

— pentru aplicarea acestui procedeu este nevoie de o stație de preparare de dimensiuni reduse.

Procedeul II se bazează pe obținerea parametrilor de calcul al conținuturilor și grosimii medii pe baza cartărilor geologice, plecînd de la premisa că raportul dintre minereu și steril reprezintă gradul de mineralizare.

Conținutul în zăcămînt va fi dat de formula :

$$P = \frac{N \cdot n}{g_m} \cdot 100\%, \qquad (2)$$

în care :

P este conținutul în fulgi, %;
N — numărul mediu al filonașelor pe grosimea medie a zonelor;
n — lungimea medie a fibrelor;
g_m — grosimea medie a ambelor zone cu azbest.

Formula (2) este aplicabilă, atît în cazul explorării prin lucrări subterane, cît și prin lucrări de suprafață. Pentru obținerea lui N, n și g_m se procedează astfel :

a) În cazul lucrărilor subterane se cartează din metru în metru lucrările săpate, înregistrîndu-se grosimea ambelor zone și numărul filonașelor pe lungimi de fibre (de ex. : 2 filonașe a 1 mm ; 1 filonaș a 3 mm ; 2 filonașe a 4 mm etc.).

Toate datele se trec într-un registru (tabela 1) după cum urmează : în coloana 1 se trec numerele curente ; în coloana 2 denumirea lucrării ; în coloana 3 — numărul măsurătorilor efectuate M, pe ambele zone, în intervalele probate ; în coloana 4 se trec intervalele probate : 0—1 m, 1—2 m etc. ; în coloana 5 se trec grosimile zonelor măsurate pe perpendiculara dusă pe direcția zonei și se totalizează în josul coloanei A ; în coloana 6 se trece numărul filonașelor din fiecare zonă pe grosimi ca în exemplul din tabelă ; în coloana 7 se calculează media grosimii zonelor g_m, $g_m = \frac{A}{M}$; în coloana 8 se calculează media lungimii fibrelor N ; în coloana 9 se calculează numărul mediu n de filonașe pe grosimea medie, iar în coloana 10 procentul de fulgi P%.

Cum s-a arătat mai sus, ceea ce prezintă importanță industrială pentru orientarea explorărilor este cantitatea de rocă cu azbest Q necesară pentru obținerea unei tone de fulgi de azbest :

$$Q = \frac{T_0}{C}, \qquad (3)$$

în care :

T_0 este cantitatea de rocă cu azbest triată, în tone, calculată pe lungimea L săpată :

$$T_0 = l \cdot g_m \cdot i \cdot \gamma_n ;$$

C — cantitatea de fulgi în tone, calculată pe lungimea l săpată :

$$C = T_0 \cdot P. \qquad (4)$$

Tabela 1

Nr. crt.	Lucrarea	M	Intervalul probei, m.	A grosimea		Lungimea fibrelor, m/m							$\frac{A}{M} = g$	$N = \frac{\Sigma_1 \cdot 1 + \Sigma_2 \cdot 2 + \ldots \Sigma m \cdot Xm}{\Sigma_1 + \Sigma_2 + \ldots \Sigma m}$	$\frac{g \times F}{A} = n$	$P\% = \frac{n \times N}{g}$
				Za	Zc	1	2	3	4	5	6	etc.				
1	2	3	4	5		6							7	8	9	10

Exemplu

1	Gal. 213	2	0—1	10 —	— 12	2 1	1 1	2 3	— 1							
2		2	1—2	15 —	— 13	3 2	1 —	2 —	— —	1 —						
3		2	2—3	14 —	— 16	4 3	— 1	1 2	3 —	— —	1 —					
23		1	21—23	15 —	— —	5 —	3 —	2 —	— —	3 —	1					
	Total	64		18	69	31	27	19	15	8	5		$\frac{147}{64} =$	$\frac{252}{105} =$	$\frac{22 \times 105}{147} =$	$\frac{24 \times 15}{22} =$
	Total grl.	64		147		$F = 105$ $G = 252$ mm							22	2,4 mm	15	16%

F = Suma filonașelor
G = Suma grosimilor filonașelor

Înlocuind (4) în (3) și ținînd seamă de (2), se obține :

$$Q = \frac{g_m}{N \cdot n}, \qquad (5)$$

din care rezultă că pentru a avea o cantitate cît mai mică Q de rocă triată cu azbest pentru obținerea unei tone de fulgi este necesar să avem, fie un număr mare de filonașe N, fie o lungime medie n de fibre, mare.

Valoarea azbestului crizotil crește în raport de lungimea fibrelor, ceea ce duce la căutarea îndeosebi de fibre lungi. Cum însă în ultimul timp au crescut și cerințele pentru fibre scurte (în special pentru materialele de construcție), acestea prezintă la rîndul lor o importanță crescîndă.

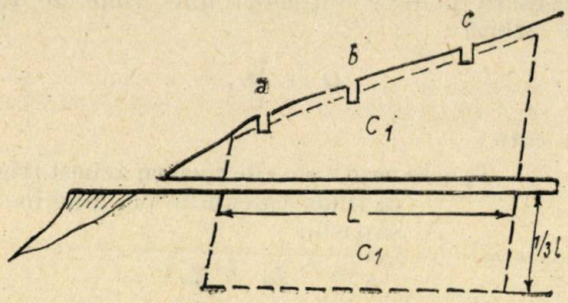


Fig. 5. *a*, *b*, *c*. — Lucrări de suprafață.

b) În cazul lucrărilor de suprafață: șanțuri, puțuri etc., procedeul menționat permite măsurarea parametrilor n, N și g pe un număr de bucăți de rocă cu azbest, extrase din lucrările de suprafață și în consecință calcularea conținuturilor $P\%$ din care, făcîndu-se media aritmetică, se obține o valoare orientativă asupra importanței zonei interceptate.

Calculul rezervelor geologice. Dispunîndu-se de parametri de calcul obținuți ca mai sus, calcularea rezervelor se face prin metoda panourilor. Această metodă este adecvată caracteristicilor zăcămintelor de azbest crizotil tip Banat sud.

În ceea ce privește încadrarea rezervelor în diferite categorii, avîndu-se în vedere neregularitățile și dispersiunea mare a zăcămintelor de crizotil tip Banat, acestea nu pot fi încadrate într-o categorie de certitudine mai mare decît categoria C_1.

Rezervele C_1 generate de galerii direcționale pot fi luate în considerare deasupra galeriei pe o înălțime egală cu $1/3\ L$, iar în adîncime pe aceeași distanță. Cînd există lucrări la suprafață prin care s-a identificat zona, rezerva C_1 poate fi luată pînă la suprafață (fig. 5).

Ținîndu-se seamă de cele constatate pe baza lucrărilor de explorare executate în ultimii ani se poate aprecia că o zonă cu azbest identificată printr-un șanț sau puț oferă pe direcție pe cîte 25 m de fiecare parte a capetelor șanțului și 15 m în adîncime, o rezervă C_2. O zonă cu azbest identificată prin mai multe lucrări de suprafață oferă o rezervă C_2 pe o lungime egală cu suma intervalelor dintre lucrări plus cîte 25 m la capete, iar în spre adîncime pe 1/3 din lungime. Dacă există și puțuri sau coborîtori, această rezervă poate fi încadrată la categoria C_1.

În mod practic, acest fel de procedare a fost adoptat la exploatare și în 95% din cazuri a fost verificat, obținîndu-se o producție industrială de azbest.

Pe baza acestei experiențe s-a dedus că în calculul eficienței pentru azbestul crizotil tip Banat se pot lua în considerare, în afara rezervelor C_1, și 40% din rezervele C_2.

Precizia metodei. Metoda preconizată pentru calcularea conținuturilor de azbest în zăcămînt prezintă aceeași precizie ca și oricare altă metodă obișnuită.

Privitor la această problemă menționăm unul din studiile apărute pînă în prezent și anume cel al lui G. Matheron [2].

În acest studiu se demonstrează că ceea ce se poate cunoaște cu privire la conținuturile unui zăcămînt sînt numai limitele minime și maxime.

Se pornește de la cazul cel mai favorabil, adică cînd un panou dintr-un zăcămînt este conturat și probat pe patru laturi (fig. 6).

În acest caz, deși se cunoaște conținutul mediu x, obținut ca o medie aritmetică sau ca o medie ponderată a lui x_1, x_2, x_3 și x_4, conținutul z al panoului constituie încă o imprecizione pe care nici o teorie nu a reușit pînă în prezent s-o determine.

Autorul, plecînd de la generalizarea formulelor lui De Wijs [3], ajunge la formule simple care permit să se calculeze direct varianțele variabilelor x și z, cît și corelarea dintre ele și în consecință să determine legea variabilei z cînd variabila x este presupusă cunoscută.

Variația lui z, cînd x este cunoscut, oferă o estimare asupra gradului de precizie a eșantionării periferice.

Unele din principalele rezultate la care s-a ajuns prin aplicarea formulelor lui De Wijs, sînt:

— conținutul periferic x constituie o estimare fără diagonale a conținutului z al panoului, iar valoarea probabilă a lui z este considerată ca foarte apropiată de aceea a lui x. Acest rezultat constituie o justificare teoretică a procedeului folosit în mod curent în trecut;

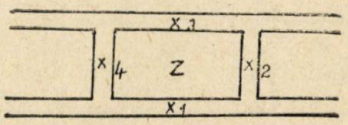


Fig. 6. Conturarea unui zăcămînt pe 4 laturi.

— varianța eșantionării σ_E^2 sau varianța lui z la un x dat este egală cu jumătatea dispersiunii absolute α a zăcămîntului:

$$\sigma_E^2 = \frac{\alpha}{2}.$$

Ca și acest parametru, varianța nu depinde decît de tipul metalogenetic al mineralizației studiate;

— varianța eșantionării determină precizia estimării conținutului panoului. Se arată [2] că

sînt 95% şanse ca conţinutul z al panoului să fie cuprins între :

$$x \cdot e^{-2\sigma_E} \text{ şi } x \cdot e^{2\sigma_E}.$$

Numerele $e^{-2\sigma_E}$ şi $e^{2\sigma_E}$ sînt coeficienţi de siguranţă în jur de 95%.

G. Matheron dă pentru ilustrare valoarea acestor coeficienţi pentru cîteva valori de dispersiuni absolute, corespunzătoare diferitelor tipuri de mineralizări (tabela 2).

Tabele 2

Tip de mineralizare	Dispersiunea absolută	Coeficienţi de siguranţă	
		$e^{-2\sigma_E}$	$e^{2\sigma_E}$
Zăcăminte aurifere	$\frac{14}{100}$	0,61	1,70
	$\frac{10}{100}$	0,64	1,56
Zăcăminte de uraniu filoniene	$\frac{9}{100}$	0,65	1,53
	$\frac{7}{100}$	0,69	1,45
Zăcăminte de minereu de plumb filoniene	$\frac{5}{100}$	0,73	1,37
Zăcăminte de minereu de plumb de substituţie	$\frac{3}{100}$	0,78	1,28
	$\frac{1}{100}$	0,87	1,15
Zăcăminte de minereuri de fier şi mangan sedimentare	$\frac{1}{1\,000}$	0,94	1,06
	$\frac{1}{10\,000}$	0,98	1,02

După cum reiese din tabela 2, eşantionarea periferică a unui panou oferă rezultate acceptabile în cazul unui zăcămînt de substituire, rezultate excelente în cazul zăcămintelor sedimentare şi rezultate inferioare în cazul zăcămintelor aurifere sau de uraniu (erori de 40—60%).

În cazul zăcămîntului de azbest crizotil tip Banat, sîntem înclinaţi să situăm aceste zăcăminte, din punctul de vedere al valorilor coeficienţilor de dispersiune şi de siguranţă, între tipurile de zăcăminte de minereuri de plumb filoniene şi de substituţie, conform tabelei 3.

Rezultă că pentru zăcămintele de azbest crizotil tip Banat, aplicîndu-se metoda preconizată pentru calculul conţinuturilor, precizia

Tabela 3

α	$e^{-2\sigma_E}$	$e^{2\sigma_E}$
$\frac{5}{100}$	0,73	1,37
$\frac{3}{100}$	0,78	1,28

la care ne putem aştepta în evaluarea lui z va fi aceeaşi ca şi a oricărui alt tip de zăcămînt cuprins între tipul filonian şi acela de substituţie.

Fie, de exemplu, un zăcămînt de azbest cu $x = 12\%$. În acest caz vom avea :

Pentru $\alpha = \frac{5}{100}$:

$$x\, e^{-2\sigma_E} = 12 \cdot 0{,}73 = 8{,}76\%;$$

$$x\, e^{2\sigma_E} = 12 \cdot 1{,}37 = 16{,}44\%.$$

Pentru $\alpha = \frac{3}{100}$:

$$x\, e^{-2\sigma_E} = 12 \cdot 0{,}78 = 9{,}36\%;$$

$$x\, e^{2\sigma_E} = 12 \cdot 1{,}28 = 15{,}36\%.$$

Aceste rezultate s-au obţinut luînd valorile lui α prin asimilare. Pentru o evaluare mai precisă a abaterilor lui z faţă de x se impune însă verificarea dispersiunii α pentru cazul concret al zăcămintelor de azbest crizotil tip Banat.

BIBLIOGRAFIE

[1] Deleanu, D. *Unele observaţii geologice asupra prezenţei rocilor magnezitice şi a azbestului crizotil din cuprinsul rocilor ultrabazice* Revista Minelor, nr. 3, 1964.

[2] Matheron, G. *Théorie lognormale de l'échantillonnage.* Annales des Mines, septembrie, 1957.

[3] De Wijs. *Application des méthodes statistiques à l'évaluation des gisements.* Annales des Mines, decembrie, 1955.

[4] Murard, J. *Probabilité et Statistique.* Revue de l'Industrie Minérale, octombrie, 1960.

[5] * * * Bulletin of the Institut of Mining and Metallurgy ianuarie, 1961.

[6] * * * *Californian Asbestos goes to market.* Mining Engneering, septembrie, 1962.

[7] * * * Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, noiembrie, 1960.

[8] Kreiter, V. N. *Metodika razvedki poleznih iskopaemih.* Moscova, 1941.

[9] Trifulescu, M. *Consideraţii geologice asupra zăcămintelor de azbest din sudul Banatului.* Revista Minelor nr. 2 şi 3, 1963.

Zăcămîntul de huilă din bazinul Rusca Montană *)

Geolog I. ŞERBĂNESCU şi ing. N. PĂNOIU

O sarcină izvorîtă din Directivele Congresului al IX-lea al P.C.R. este şi aceea a identificării şi valorificării de noi zăcăminte de cărbune superior. În lumina acestor directive am considerat necesară punerea în discuţie a rezultatelor obţinute în urma unor cercetări efectuate în ultimii ani privind zăcămîntul de huilă de la Rusca Montană.

Acest zăcămînt este cunoscut de la sfîrşitul secolului trecut. Datele privind lucrările vechi de explorare-exploatare, consemnate în diverse documente, menţionează că stratele de cărbune nu au continuitate, fiind străpunse de formaţiuni eruptive din fundament şi că în industria din acel timp cărbunele nu putea fi utilizat, deoarece deteriora grătarele în focarele de ardere.

În urma cercetării preliminare pe teren, în perioada 1956—1960 [1] s-a ajuns la următoarele concluzii :

— sedimentarea cărbunelui nu s-a făcut sub forma unor lentile discontinui, ci sub forma de strate cu extindere pe zone relativ mari, ale căror aflorimente au putut fi identificate ;

— stratele de cărbune nu sînt rupte de manifestaţii vulcanice, neexistînd în culcuşul stratelor de cărbune străpungeri de formaţii eruptive ; sedimentarea cenuşilor vulcanice şi a curgerilor de lavă a avut loc concordant cu stratele de cărbune, în cicluri alternante ;

— după probări informative realizate direct în teren cărbunele prezintă posibilitatea cocsificării.

Lucrările executate de Ministerul Minelor prin unitatea sa de explorare — TPEM — în anii 1961—1963 au adus elemente noi în cunoaşterea zăcămîntului, care au confirmat constatările din teren menţionate. Pe baza rezultatelor acestor lucrări se poate trage concluzia că zăcămîntul de huilă de la Rusca Montană prezintă importanţă economică, deoarece rezervele identificate prin sondaje şi lucrări miniere pot constitui o bază materială pentru deschiderea unei mine, iar calculele din studiul tehnico-economic întocmit de IPROMIN în luna martie 1965 dovedesc rentabilitatea exploatării acestui zăcămînt.

În cele ce urmează sînt prezentate succint datele geologice şi rezultatele analizelor probelor de cărbune din zăcămîntul de huilă de la Rusca Montană, efectuate de Institutul de energetică al Academiei R.S.R.

*

Zăcămîntul de huilă de la Rusca Montană este situat în zona sudică a masivului Poiana Ruscă, pe teritoriul comunelor Lunca-Cernei, raion Haţeg şi Rusca Montană, raion Caransebeş. Accesul în bazin îl constituie şoseaua raională Voislova-Ruşchiţa şi calea ferată de ecartament îngust între aceleaşi localităţi.

Relieful, în general, este accidentat şi împădurit.

Date geologice asupra zăcămîntului

Rezultatele lucrărilor de cercetare geologică arată că din punct de vedere structural zăcămîntul este cuprins într-un sinclinal cu direcţia aproximativ E—V, care are flancul nordic faliat longitudinal.

Vîrsta depozitelor este cretacicul superior.

Au fost identificate trei faciesuri cărbunoase :

— faciesul cărbunos inferior, situat în partea superioară a depozitelor senoniene ; conţine o singură intercalaţie de cărbune şi şist argilos-cărbunos, neavînd o importanţă economică în perimetrul explorat ;

— faciesul cărbunos median, situat în partea mijlocie a seriei inferioare daniene pe un interval stratigrafic de 40—60 m ; conţine 4—5 strate de cărbune, cu grosimi variind între 0,7 m şi 1,8 m, separate de intercalaţii de şist argilos-cărbunos ;

— faciesul cărbunos superior, situat la partea superioară a seriei inferioare a danianului ; conţine un orizont şistos-argilos-cărbunos, pe alocuri grezos, cu intercalaţii de cărbune, fără importanţă economică (grosimi de ordinul centimetrilor).

Lucrările de explorare au mai stabilit alcătuirea litologică detaliată a senonianului superior şi a danianului, respectiv a faciesurilor cărbunoase menţionate. Astfel, în urma executării lucrărilor de cercetare prin sondaje şi lucrări miniere, este cunoscută litologia coperişului şi culcuşului stratelor de cărbune care, în complexul median (singurul care are importanţă economică), sînt alcătuite din gresii argi-

*) Se supune discuţiei.

loase micacee compacte, afară de stratul III care are în coperiș argilă slab grezoasă, cu o grosime de 0,3—0,9 m.

Complexul cărbunos se dezvoltă între culmea Bradului (la vest) și Pîrîul Ost (la est) adică pe circa 4 km, constatîndu-se o subțiere ca de erupții vulcanice, nu sînt deranjate de o tectonică excesivă și au o extindere relativ mare (șanțurile de prospecțiune executate la distanțe de 200—400 m au dezvelit aflorimentele a 3—4 strate pe o lungime de circa 5 km în flancul sudic al structurii).

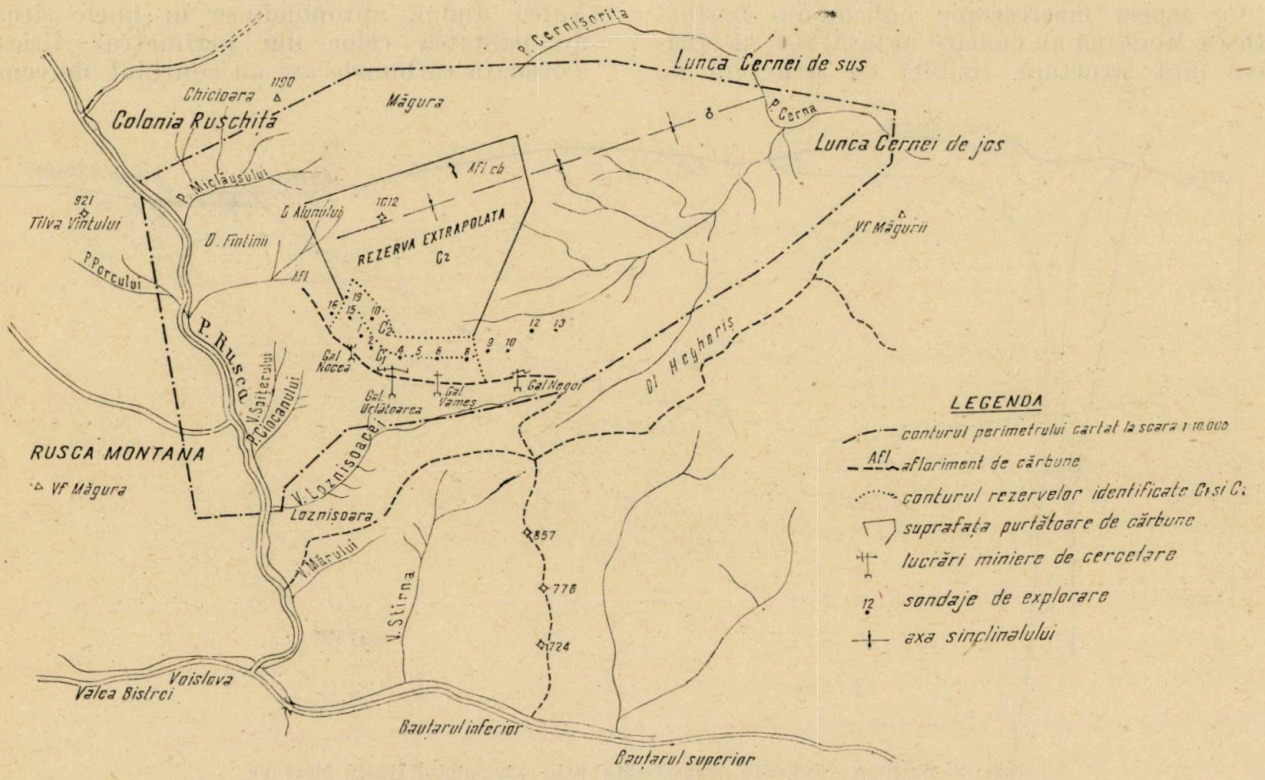


Fig. 1. Schița cu amplasamentul lucrărilor de explorare din zăcămîntul Rusca Montană.

interval stratigrafic de la vest la est, în timp ce stratele de cărbune înregistrează o ușoară îngroșare.

În extremitățile acestui sinclinal se observă o substituire de facies, stratele de cărbune fiind înlocuite treptat prin șisturi, argile și gresii cu filme de cărbune.

Prin lucrările executate (sondaje și lucrări miniere) s-au identificat 5 strate de cărbune, cu grosimi variabile și anume :

stratul	*grosimea*, m
I	0,78—1,80
II	0,65—0,70
III	0,80—1,35
IV	0,80—1,00
V	1,00—1,20

stratul V este interceptat de lucrări miniere numai în partea mijlocie a zăcămîntului.

În afară de stabilirea numărului și a grosimii stratelor de cărbune, un rezultat deosebit de important al lucrărilor executate îl constituie precizarea faptului că stratele nu sînt afectate

Cu privire la calitatea cărbunelui, este de menționat că în baza rezultatelor a 102 analize fizico-chimice se stabilește că este vorba de o huilă cu proprietăți moderate de cocsificare. Faptul că acest cărbune are un conținut ridicat de cenușă (36—43%), greu separabilă prin spălare, a dus la trecerea acestuia în categoria cărbunilor energetici.

În ceea ce privește evaluarea economică a zăcămîntului, considerăm că lucrările de explorare executate nu sînt suficiente. Deși studiul tehnico-economic întocmit de IPROMIN apreciază ca posibilă deschiderea zăcămîntului în condiții economice rentabile numai pe baza rezervelor determinate pînă în prezent, sîntem de părere că se poate obține o rentabilitate sporită a exploatării acestui zăcămînt, mărind volumul de rezerve și asigurînd astfel un timp mai îndelungat de exploatare.

Aceasta este posibil prin reluarea lucrărilor de explorare întrerupte, continuîndu-se cercetarea pe înclinare și în extindere, existînd premise de a se determina noi rezerve de huilă, care să ajungă la un volum de 40—45 mil. tone rezerve exploatabile.

Caracteristicile fizico-chimice principale

În scopul evidenţierii importanţei acestui zăcămînt, în cele ce urmează se prezintă caracteristicile fizico-chimice ale cărbunelui de la Rusca Montană comparativ cu alţi cărbuni energetici din ţară.

Ca aspect macroscopic huilele din bazinul Rusca Montană au culoare neagră, fişii alternative fără structură vizibilă cu structură de

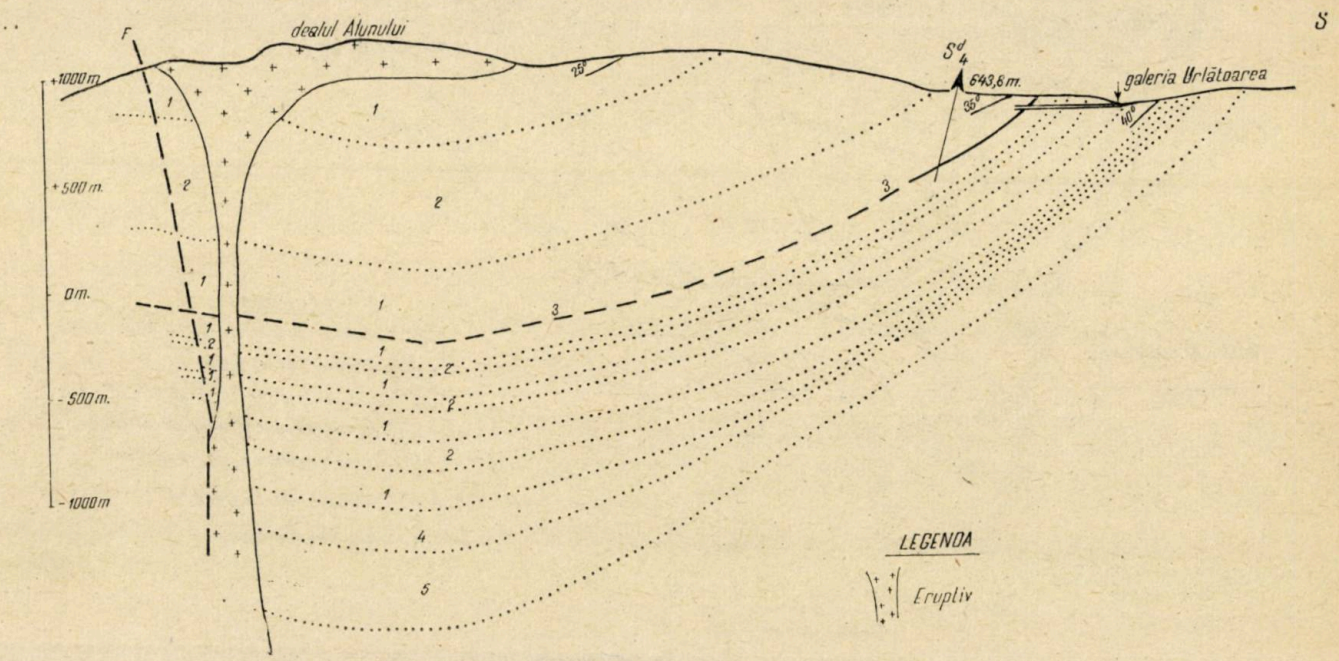


Fig. 2. Secţiune geologică transversală prin zăcămîntul Rusca Montană: *1* – danian; *2* – complex eruptiv; *3* – complex cărbunos; *4* – senonian; *5* – S_d–4 – sondaj.

vegetale incarbonizate, spărtură plan-concoidală. După aspect sînt asemănătoare cu acelea din partea vestică a bazinului Văii Jiului, cu deosebire că sînt mai puternic mineralizate.

Rezultatele analizelor tehnice ale huilelor din bazinul Rusca Montană sînt prezentate sintetic în tabelă, comparativ cu ale celorlalţi cărbuni energetici din R.S.R. În afară de caracteristicile tehnice se redau cîteva caracteristici de apreciere economică, între care sînt de menţionat: balastul total, umiditatea raportată şi cenuşa raportată, aceste trei mărimi dînd posibilitatea comparării tehnico-economice a transportului şi manipulării la cazane.

1. *Umiditatea.* Probele au avut o umiditate totală cuprinsă între 5,03% şi 6,70%. Umiditatea higroscopică a fost cuprinsă între 2,26 şi 2,49%, ceea ce demonstrează încadrarea acestui cărbune în categoria huilelor.

Umiditatea totală a acestor huile este comparabilă cu aceea a huilelor din Valea Jiului şi în orice caz cu mult mai scăzută decît a celorlalţi cărbuni energetici (cărbuni bruni sau ligniţi). Umiditatea redusă a acestor huile face ca manipularea lor să fie mai uşoară chiar şi pe timp nefavorabil (ploi sau îngheţ) şi totodată permite adaptarea unei scheme simplificate de măcinare în cazul folosirii lor la cazane sub formă de cărbune pulverizat.

2. *Cenuşa.* În masa uscată cenuşa este cuprinsă între 36,40% şi 43,79%; rezultă că aceşti cărbuni au un conţinut de cenuşă în general mai mare cu cîteva procente decît cărbunii din Valea Jiului, apropiindu-se în unele situaţii de calitatea celor din perimetrul Uricani. Totodată cărbunele are un conţinut de cenuşă în general mai scăzut decît o parte din ligniţi (bazinul Rovinari) şi decît mixtele provenite din preparaţia Petrila.

Avînd în vedere faptul că probele sînt recoltate din lucrări de explorare, din apropierea aflorimentelor, conţinutul în cenuşă în cărbunele din zăcămîntul propriu-zis ar putea să fie mai redus.

3. *Materii volatile.* La masa combustibilă, materiile volatile sînt cuprinse între 43,13% şi 44,38%. Din acest punct de vedere cărbunele de Rusca Montană se poate situa în categoria huilelor sau a cărbunelui brun huilos.

Zăcămîntul pare omogen, deoarece diferenţele de volatile la masa combustibilă ale diverselor probe sînt reduse.

Conţinutul de materii volatile, deşi mai scăzut decît la majoritatea cărbunilor din Valea Jiului, nu produce deranjamente procesului de aprindere a acestui combustibil, datorită umidităţii reduse.

Faţă de conţinutul de materii volatile (tabela 1) huila din bazinul Rusca Montană poate să fie arsă pe grătare, cu menţiunea ca acestea să aibă posibilitatea unei răscoliri intense (grătare de tipul cu împingere răsturnată).

Tabela 1

Analiza tehnică a unor probe de cărbuni din bazinul Rusca Montană

Proba	Umiditatea de imbibație W_i^i %	Umiditatea la proba de analiză W_a^a %	Umiditatea totală W_t^i %	Cenușa la proba inițială A^i, %	Cenușa la analiză A^a %	Cenușa la anhidru A^{anh}, %	Volatile la proba inițială V^i %	Volatile la proba de analiză V^a	Volatile la masa combustibilă V^{mc}	Puterea calorică, kcal/kg				
										Q_i^i	Q_s^i	Q_s^a	Q_i^{mc}	Q_s^{mc}
1	4,21	2,49	6,70	33,96	35,50	36,40	28,70	30,03	44,41	4 210	4 390	4 603	7 150	7 420
2	3,95	2,46	6,41	40,98	42,72	43,79	25,69	26,79	44,38	3 660	3 840	4 007	7 040	7 310
3	3,26	2,26	6,52	37,99	39,76	40,68	26,55	27,81	44,06	3 946	4 040	4 327	7 180	7 460
4	2,60	2,43	5,03	39,53	40,66	41,67	26,35	27,09	43,33	4 100	4 280	4 312	7 310	7 580
5	3,54	2,31	5,85	36,90	38,30	39,20	26,82	27,88	43,13	4 120	4 310	4 483	7 290	7 570

Tabela 2

Analiza tehnică și criteriile de clasificare a cărbunilor din bazinul Rusca Montană, comparativ cu a cărbunilor energetici din principalele bazine din R.S.R.

Mina		Simbol	Analiza tehnică				Indici de transport		
bazinul	proba		W_t^i, %	A^{anh} %	V^{mc}, %	Q_i^i kcal/kg	$B^*)$, %	W^{rap}**) g/10^3 kcal	A^{rap}***) g/10^3 kcal
Rusca Montană	1		6,70	36,40	44,41	4 210	42,20	15,9	80,5
	2		6,41	43,79	44,38	3 660	49,13	17,6	112
	3		6,52	40,68	44,06	3 940	46,28	16,5	96,5
	4		5,03	41,67	43,33	4 100	45,69	12,3	96,5
	5		5,85	39,20	43,13	4 120	44,15	14,2	89,5
Lonea		HL	9,68	32,80	50,00	4 074	39,28	23,8	72,5
Lupeni		HG	8,22	26,60	46,65	4 960	32,42	16,5	48,6
Uricani		HG	6,45	36,60	49,20	5 074	40,67	12,7	67,5
Comănești		BM	20,30	34,50	48,72	3 168	47,92	64,0	87,2
Sorecani		BM	10,95	38,10	50,50	3 536	44,95	31	96,3
Rovinari carieră		BL	39,30	38,20	63,40	1 886	62,52	208	123
Voivozi		BL	30,60	27,90	57,06	2 448	49,90	125	79
Preparația Petrila mixte		0—10 mm	16,94	42,50	53,30	3 118	51,24	54,3	113
Preparația Anina mixte		0—30 mm	6,77	60,50	8,45	2 611	63,27	25,9	216

*) Balastul $B = W^i + A^i$, %.

**) Umiditatea raportată $W^{rap} = \frac{W_t^i}{Q_i^i}$, g/$10^3$ kcal.

***) Cenușa raportată $A^{rap} = \frac{A^i}{Q_i^i}$, g/$10^3$ kcal.

4. *Puterea calorică.* Puterea calorică inferioară raportată la masa combustibilă este de 7 040—7 290 kcal/kg ceea ce, ca și conținutul de materii volatile, încadrează cărbunele de Rusca Montană în categoria huilelor.

Puterea calorică inferioară raportată la proba inițială se situează, în general, în jurul a 4 000 kcal/kg, ceea ce încadrează huila de Rusca Montană în clasa unor combustibili energetici de calitate medie în general și de calitate superioară față de combustibilii solizi energetici folosiți în R.S.R.

5. *Analiza elementară* (tabelele 3 și 4). Rezultatele analizelor elementare scot în evidență și mai mult calitatea superioară a acestor huile. Elementele principale au următoarele valori:

— Carbonul. Conținutul în carbon la proba inițială este cuprins între 40,47% și 45,07%, iar masa combustibilă între 77,05 și 78,85%, fiind practic dublu față de cărbunii energetici experimentați cu rezultate bune pe instalațiile de ardere industriale.

— Hidrogenul. Conținutul în hidrogen la proba inițială este cuprins între 2,61% și 2,97%, iar la masa combustibilă între 4,97 și 5,15%.

Conținutul în carbon și hidrogen la masa combustibilă situează acești cărbuni în categoria huilelor, între huila de gaz și huila de cocs. Desigur, pentru o mai precisă încadrare a zăcămîntului în clasificarea internațională, este necesar ca pe lîngă analizele efectuate să se facă și analizele prescrise pentru huile, în privința aglutinării, aspectului cocsului și altor caracteristici. Adăugăm faptul că în timpul

Tabela 3

Analiza elementară și conținutul în sulf al cărbunilor din bazinul Rusca Montană

Proba	Analiza elementară							Sulf total la proba inițială S_t^i %	Sulf total cu analiză S_t^a, %	Sulf total anh S_t^{anh} %	Sulf conbustibil la proba inițială S_c^i, %	Sulf combustibil la analiza S_c^a %
	C^i, %	C^a, %	C^{mc}, %	H^i %	H^a, %	H^{mc}, %	$(O_2+N_2)^a$					
1	45,07	47,02	76,82	2,97	3,11	5,01	9,59	2,32	2,43	2,49	2,19	2,29
2	40,47	43,23	78,85	2,61	2,72	4,97	6,92	2,01	2,10	2,15	1,87	1,95
3	42,76	44,69	77,05	2,84	2,97	5,12	8,49	1,85	1,94	1,98	1,75	1,83
4	43,03	44,22	77,70	2,79	2,87	5,05	8,22	1,77	1,82	1,86	1,56	1,60
5	44,38	46,09	77,60	2,94	3,06	5,15	8,38	1,89	1,97	2,01	1,80	1,86

Tabela 4

Analiza elementară a cărbunilor din bazinul Rusca Montană comparativ cu alți cărbuni energetici

Mina		Simbol	Analiza elementară							
bazinul	proba		W_t^i, %	A^i, %	Q_i^i, kcal	C^i, %	H^i, %	S_c^i, %	O_2^i, %	N_2^i, %
Rusca Montană	1	H	6,70	33,96	4 210	45,07	2,97	2,19	9,15	
	2		6,41	40,98	3 660	40,47	2,61	1,87	6,65	
	3		6,52	37,99	3 940	42,76	2,84	1,75	8,13	
	4		5,03	39,53	4 100	43,04	2,79	1,56	8,00	
	5		5,85	36,90	4 120	44,38	2,94	1,80	8,08	
Căpeni, 30—350 mm		BP	37,6	23,06	1 966	23,04	2,11	0,45	11,21	0,53
Rovinari 30—350 mm		BL	42,49	22,26	1 755	21,80	1,78	0,99	10,11	0,42
Medie bazin Oltenia, 30—350 mm		BL	43	21,10	1 750	21,63	2,16	1,11	10,49	0,51
Bazin Ardeal de nord		BL	38,03	21,71	2 120	24,37	2,06	1,41	11,89	0,53
Filipești de Pădure 30—350 mm		BL	29,91	36,71	1 663	21,70	1,80	1,17	8,22	0,49
Schitu Goleşti		BL	26,33	29,83	—	28,24	2,42	0,36	12,39	0,43
Mixte Anina 0—20 mm			6,77	56,5	2 611	30,42	2,56	0,76	3,5	0,49

lucrărilor de explorare au fost efectuate unele analize de către ICEMIN, constatîndu-se că aceste huile cocsifică slab sau moderat; luînd însă în considerare faptul că probele au fost prelevate din zone din afloriment, considerăm că este necesar o reluare a cercetărilor în această direcție pe probe din zăcămînt, din lucrări miniere ce ar trebui executate pe înclinarea stratului.

— Sulful. Sulful total la proba inițială este cuprins între 1,77% și 2,01%; la anhidru, valorile sînt între 1,82% și 2,43%. Sulful combustibil la proba inițială este cuprins între 1,56% și 2,1%. Din punctul de vedere al sulfului, cărbunele de Rusca Montană se situează între huilele de Banat (Anina) și cele de Valea Jiului (Lupeni), conținutul total de sulf fiind cu 0,5—0,7% mai mic decît la cărbunii din Valea Jiului.

În ceea ce privește comportarea lor la cazanele de abur, conținutul de sulf nu ridică probleme de coroziune și nu deranjează desfășurarea procesului de ardere.

Caracteristicele energetice

În cadrul cercetărilor efectuate asupra huilelor de Rusca Montană pentru cunoașterea caracteristicilor energetice s-au analizat: rezistența la măcinare; comportarea cenușii la temperaturi înalte; temperatura de aprindere și comportarea cărbunilor la aprindere și ardere.

1. *Rezistența la măcinare.* Pentru cunoașterea comportării huilelor de Rusca Montană în instalațiile de pregătire a prafului, aferente cazanelor de debite mijlocii și mari, a fost necesară studierea rezistenței la măcinare (tabela 5). Cercetările experimentale au fost efectuate folosindu-se metoda morii ventilator [2], [3].

Pe baza rezultatelor obținute și a criteriilor de corespondență între diferitele metode de cercetare s-au dat valorile transpuse în sistemul metodei morii cu bile IE și a metodei VTI,

Pe baza metodicei date în literatură [4] rezultatele pot fi transpuse în toate metodele internaționale (TKTI, ASTM, Hardgrova).

Analizîndu-se comparativ valorile obținute pentru coeficientul de măcinabilitate, calculate după metoda VTI pentru huilele de Rusca Montană comparativ cu ale celorlalți cărbuni energetici, este de remarcat o măcinabilitate relativ ridicată care nu pune probleme instalațiilor de pregătire a prafului ($m_{VTI} = 0,95 - - 1,09$).

Huilele din bazinul Rusca Montană se macină similar cu mixtele din Valea Jiului și cărbunii bruni din Comănești și Sorecani, fiind cu puțin mai rezistente la măcinare ca huilele din Valea

Tabela 4

Rezistența la măcinare a cărbunilor din bazinul Rusca Montană comparativ cu alți cărbuni energetici din R.S.R.

Mina		Umiditatea probei, %	Cenușa probei la 105C°, %	Finețea de măcinare		Coeficient de măcinabilitate		
bazinul	proba			R_{90}, %	R_{200}, %	m_{VTI}	m_{IE}	m_V
Rusca Montană	1	2,49	36,40	70,5	40,6	1,07	1,55	1,8
	2	2,46	43,79	70	41,5	1,09	1,58	1,837
	3	2,26	40,68	66,7	37,6	1,17	1,716	1,99
	4	2,43	41,67	74,2	47,6	0,95	1,34	1,56
	5	2,31	39,20	71,5	43,2	1,06	1,52	1,77
Lonea		3,09	32,7	67,7	35,2	1,20	1,88	2,00
Lupeni		1,95	26,40	69,6	38,6	1,10	1,74	1,86
Uricani		1,84	36,66	69,0	49,4	1,18	1,86	1,91
Vulcan		3,14	13,35	69,6	35,5	1,11	1,58	1,86
Aninoasa		2,54	25,20	71,4	37,2	1,12	1,71	1,73
Vîrghiș		20,88	18,32	87,9	70,8	0,52	0,63	0,66
Sorecani		8,10	38,20	68,0	42,0	1,00	1,53	1,76
Comănești		8,70	34,64	70,6	52,4	1,04	1,50	1,78
Rovinari carieră		17,5	38,2	85,27	72,0	0,52	0,59	0,82
Schitu Golești		12,05	9,20	88,3	68,2	0,46	0,51	0,64
Filipești de Pădure		16,38	27,10	84,0	63,3	0,62	0,76	0,89
Voievozi		17,98	27,79	77,0	57,2	0,70	0,85	1,34
Preparația Petrila mixte		3,20	42,50	71,0	39,7	1,06	1,70	1,75
Preparația Anina		0,86	63,40	68,2	45,7	1,10	1,42	1,96

Jiului considerate în stare brută ; se macină cu mult mai ușor decît cărbunii bruni pămîntoși (Căpeni, Vîrghis unde $m_{VTI} = 0,52 - 0,64$) sau decît ligniții (unde $m_{VTI} = 0,44 - 0,70$).

2. *Comportarea cenușii la temperaturi înalte.* În vederea cunoașterii comportării la ardere a huilelor de Rusca Montană a fost necesară cercetarea comportării cenușii la temperaturi înalte. Rezultatele cercetărilor permit să se obțină informații asupra aptitudinii acestui combustibil de a produce depuneri în focarele cazanelor de abur. Cercetările experimentale au fost efectuate folosindu-se metoda microscopului cu încălzire Leitz 5, care permite obținerea unor rezultate cu mult mai precise decît metoda clasică Bunte-Baum.

Temperaturile caracteristice ale cenușilor demonstrează o cenușă refractară. Temperaturile de înmuiere se situează la valori de 1 280 — — 1 300°C, fiind comparabile cu temperaturile de înmuiere ale huilelor de Valea Jiului și a lignitului de Voievozi și superioare temperaturii de înmuiere a celorlalți cărbuni energetici (1 150—1 230°).

Compoziția chimică a cenușii este apropiată de compoziția chimică a cenușii huilei de Uricani și este de așteptat o comportare similară în instalațiile de ardere. În componenții cenușii domină silicea SiO_2 (48,02 — 51,38%) și alumina Al_2O_3 (25,08—31,70%).

Conținutul ridicat de fier Fe_2O_3 (9,30 — — 12,22%) apropie cenușa de cea a huilelor din partea vestică a Văii Jiului. În sfîrșit, conținutul moderat de MgO și CaO nu ridică probleme deosebite în transportul hidraulic al cenușii.

3. *Temperatura de aprindere și comportarea la aprindere și ardere.* Criteriile de apreciere a procesului de aprindere și de ardere a huilelor din bazinul Rusca Montană au fost de asemenea studiate prin analizele efectuate.

— Temperatura de aprindere în oxigen pentru huila de Rusca Montană se situează la valori cuprinse între 450 și 470°C, similar cu aceea a cărbunilor de Lupeni și Șorecani. În general, temperatura de aprindere în oxigen pentru huila de Rusca Montană se apropie mult de temperaturile de aprindere ale celor mai reactivi cărbuni românești [6].

— Luînd în considerare implicit conținutul de materii volatile și cocsul net s-a calculat criteriul de aprindere pentru huila de Rusca Montană comparativ cu ceilalți cărbuni energetici din R. S. R., cu expresia :

$$K_a = \frac{v^i}{100 - w_l^i - A^i - v^i}.$$

Dacă se ia în considerare faptul că pe baza criteriului de aprindere cărbunii se împart în următoarele trei clase :

$K_a < 0,5$ — cărbuni cu capacitate redusă de aprindere ;

$0,5 < K_a < 1$ — cărbuni cu capacitate medie de aprindere ;

$K_a > 1,0$ — cărbuni cu capacitate ridicată de aprindere, huilele din bazinul Rusca Montană se încadrează în grupa cărbunilor cu capacitate ridicată de aprindere, apropiindu-se din acest punct de vedere de huila de Lupeni.

— Prin considerarea implicită a efectului inhibitor al cenușii și accelerator al cocsului net asupra procesului de ardere s-a calculat pentru huila de Rusca Montană criteriul de intensitate a arderii comparativ cu criteriul de intensitate a arderii al principalilor cărbuni energetici românești, conform relației :

$$K^i = \frac{A^i}{100 - w_l^i - A^i - v^i}.$$

Tabela 6

Comportarea cenuşii la temperaturi înalte a cărbunilor din bazinul Rusca Montană comparativ cu alţi cărbuni energetici din R.S.R.

Cenuşa cărbunelui		Temperatura caracteristică, °C			Analiza chimică %							
bazinul	proba	înmuiere t_A, °C	topire t_B, °C	curgere t_C, °C	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	FeO	Mg_3O	MgO	CaO	$Na_2O + K_2O$
Rusca Montană	1	1 280—1 300	1 350	—	48,02	30,90	11,60	1,04	1,53	3,83	1,68	2,20
	2	1 280—1 300	1 350	—	49,45	31,70	9,30	0,97	1,37	1,41	1,68	5,18
	3	1 290—1 300	1 350	—	51,27	25,78	12,22	0,86	1,05	3,42	2,24	3,23
	4	1 280—1 290	1 350	—	51,38	25,08	9,62	1,04	1,79	4,68	3,22	3,08
	5	1 290—1 300	1 350	—	50,65	28,12	11,78	0,89	1,24	3,47	2,17	3,23
Lonea		1 410	1 505	1 545	45,66	25,95	12,08	1,35	3,17	1,91	3,10	3,56
Uricani		1 340	1 395	1 430	48,27	21,39	13,30	1,34	3,20	2,60	4,30	4,85
Sorecani		1 230	1 380	1 425	44,25	26,10	12,41	0,65	4,10	1,81	6,15	4,53
Comăneşti		1 200	1 330	1 335	47,76	22,23	11,81	0,86	5,13	5,52	3,50	5,60
Voivozi		1 275	1 325	1 340	36,40	18,18	16,52	0,72	10,15	3,22	10,29	4,52

Tabela 7

Criterii de apreciere a procesului de ardere a cărbunilor din bazinul Rusca Montană comparativ cu alţi cărbuni energetici

Cărbunele		Temperatura de aprindere *) °C	Criteriul de aprindere **) K_a	Criteriul de intensitate a arderii ***) K_i
bazinul	proba			
Rusca Montană	1	460	1,085	1,28
	2	460	1,16	1,85
	3	460	1,07	1,54
	4	470	1,03	1,55
	5	450	1,00	1,37
Lonea		430	1,64	0,97
Lupeni		462	1,29	0,67
Uricani		446	1,63	1,13
Sorecani		457	4,15	0,87
Comăneşti		445	4,40	0,58
Rovinari carieră		415	4,61	1,69
Voievozi		415	2,66	0,90
Preparaţia Petrila mixte 0—10 mm Lupeni		—	2,32	1,54
Preparaţia Anina mixte 0—30 mm		—	0,925	1,67

*) Temperatura de aprindere determinată în curent de oxigen

**) Criteriul de aprindere $K_a = \frac{V^i}{100 - W_l^i - A^i - v^i}$

***) Criteriul de intensitate a arderii $K_i = \frac{A^i}{100\,W_l^i - A^i - V^i}$

Dacă se ţine seama că în conformitate cu acest criteriu cărbunii se împart în următoarele trei categorii :

$K^i < 0{,}5$ — cărbuni care ard cu intensitate redusă ;

$0{,}5 < K^i < 1$ — cărbuni care ard cu intensitate medie ;

$K^i >$ — cărbuni care ard cu intensitate scăzută ; huila din bazinul Rusca Montană se încadrează în grupa cărbunilor care ard cu intensitate scăzută ca urmare a conţinutului relativ ridicat de cenuşă, comparîndu-se din acest punct de vedere cu cărbunii de Căpeni şi mixtele din Valea Jiului. În această situaţie, pentru folosirea huilei de Rusca Montană în focarele cazanelor cu cărbune pulverizat, este necesară o fineţe de măcinare relativ ridicată ($R_{90} = 26 - 28\%$), pe această cale mărindu-se viteza de ardere a huilei prin mărirea suprafeţei reactante a combustibilului.

Concluzii

Rezultatele cercetărilor efectuate privind calitatea cărbunilor din zăcămintele Rusca Montană duc la următoarele concluzii :

1. Din considerarea componentelor analizei tehnice şi elementare, cărbunii se încadrează în categoria huilelor de gaz, cu menţiunea că au un conţinut de cenuşă relativ ridicat ($A^{anh} = 36{,}40 - 43{,}79\%$), ceea ce face ca puterea lor calorică la proba iniţială să fie relativ redusă faţă de huile ($Q_i^i = 3\,660 - 4\,210$ kcal/kg). În această situaţie, în stare brută cărbunele din bazinul Rusca Montană se încadrează în categoria cărbunilor energetici de calitate medie în general şi a cărbunilor energetici de calitate superioară faţă de combustibilii solizi energetici folosiţi în R. S. R., dacă se ia în considerare faptul că media puterii calorice pentru bazinul Oltenia, spre exemplu, este de 1 750 kcal/kg.

2. Ca urmare a conţinutului redus de umiditate, huila de Rusca Montană este uşor de manipulat şi transportat, fiind comparabilă, din acest punct de vedere, cu cărbunii din Valea Jiului şi fiind mult superioară tuturor celorlalţi cărbuni energetici folosiţi în R. S. R.

3. Caracteristicile energetice ale acestor huile (măcinabilitate, comportarea cenuşii la temperaturi înalte, comportarea la aprindere şi intensitatea arderii), demonstrează o perfectă aplicabilitate a acestei huile la ardere în stare brută, atît în strat cît şi în stare pulverizată.

4. Pe baza primelor rezultate referitoare la posibilităţile de spălare în lichide dense (recuperare 27 — 34%) şi aptitudinea de cocsificare a huilelor de Rusca Montană (indicele de umflare 2,5—3), apare oportună cercetarea amănunţită a acestui zăcămînt pentru eventuala folosire

a cărbunelui la producerea cocsului metalurgic, cu folosirea mixtelor la cazanele de abur, care constituie și în această situație un combustibil energetic utilizabil.

5. Avînd în vedere concluziile favorabile care se desprind din studiul tehnico-economic preliminar, întocmit de IPROMIN în anul 1965 referitor la posibilitatea punerii în exploatare a zăcămîntului în condiții economice rentabile numai pe baza rezervelor determinate pînă în prezent, considerăm necesară reluarea neîntîrziată a lucrărilor de explorare în acest bazin prin care se va putea determina un volum de rezerve exploatabile aproximativ de cinci ori mai mare decît cel determinat pînă în prezent și deci o mărire a eficienței investițiilor și o îmbunătățire a indicatorilor economici, ceea ce permite ca pe harta țării să apară un nou centru minier care să contribuie la dezvoltarea multilaterală a regiunii și la întărirea continuă a economiei în plină dezvoltare a patriei noastre socialiste.

BIBLIOGRAFIE

[1] Carabogdan, I. *Asupra temperaturii de aprindere a combustibilor solizi din R.P.R.* Studii și cercetări de energetică, nr. 4, 1963.

[2] Carabogdan, I. *Asupra temperaturilor caracteristice ale cenușilor cărbunilor din R.S.R.* Studii și cercetări de energetică, nr. 4, 1963.

[3] Carabogdan, I., Crăciunescu, C. și Croitoru, F. *Măcinabilitatea cărbunilor din R.S.R.* Studii și cercetări de energetică vol. XIII, nr. 1, 1963.

[4] Călinescu, I. și Szilagy, I. *Raport asupra lucrărilor de explorare executate la Rusca Montană, 1961—1963.* Arhiva Ministerului Minelor.

[5] Drăghici, I. și Călinescu, I. *Raport geologic asupra prospecțiunilor geologice și explorărilor preliminare pentru cărbuni în zona V. Miclăușului — V. Loznișoarei, bazinul Rusca Montană raion Caransebeș, regiunea Banat, 1961.*— Arhiva Ministerului Minelor.

[6] Pănoiu, N. și Carabogdan, I. *Metode de determinare a măcinabilității cărbunilor.* Institutul de energetică, 1961.

[7] Pănoiu, N., Carabogdan, I. și Singer, G. *Verbrennungsprobleme des Lignits der Rumänischen Volksrepublik.* Freiberger Forschungshefte A-175, 1960.

[8] Popescu, Al. *Studiul tehnico-economic preliminar pentru clarificarea rezervelor de bilanț în zăcămîntul carbonifer Rusca Montană.* IPROMIN, 1965.

[9] Șerbănescu, I. *Notă privind redeschiderea zăcămîntului de cărbune Rusca Montană.* Arhiva Ministerului Minelor, 1960.

[10] VTI — TKTI. *Normî rasciota i proiektirovania pile-progotovitelnih ustanovok.* Gosenergoizdat, 1958.

Note

Ferolitele din podișul Lipovei, stratigrafia și originea lor

Geolog NIȚĂ PION PETRE

Primele lucrări privind geologia podișului Lipovei au fost efectuate de E. Pop (1952—1953) [1], [2], [3], care face descrierea cu caracter general a unor depozite fluviatile și lacustre, prezentate în regiune, al căror fundament cristalin și eruptiv este alcătuit din filtre, granite și gabrouri.

Lucrări mai noi, întreprinse de Al. Manea (1962) [4], [5] se referă în special la studiul mineralelor grele din stratele nisipoase și la originea materialului magnetitic.

În ceea ce privește ridicările geologice anterioare, trebuie menționat că ele nu cuprind și detalii de orizontare litologică. Singura lucrare în această direcție, cu figurarea unor nivele cu magnetit la Buzad și împrejurimi, a fost inițiată în anul 1963 de un colectiv al Institutului geologic (V. Mutihac, M. Lupu, și Al. Manea), care a întocmit o hartă cu caracter preliminar.

Cercetările efectuate de noi în cursul anului 1964 completează lucrările menționate, aducînd detalii asupra succesiunii stratigrafice a sedimentarului de la Bogda și Buzad, pe baza unor orizonturi reper (fig. 1). Datele obținute au dus la conturarea mai precisă a acumulărilor de magnetit și ilmenit, prezente în anumite nivele ale dacianului, în special în nisipuri și la determinarea celorlalți componenți mineralogici asociați cu magnetitul.

Stratigrafie

Sedimentarul de la Buzad și Bogda apare constituit dintr-un complex cu o grosime aproximativă de 110 m, alcătuit din nisipuri diferite, gresii și conglomerate, argile, marne, tufuri și tufite, cu conținut variabil în magnetit.

Succesiunea stratigrafică a depozitelor daciene de la Bogda și Buzad este redată schematic în figura 2.

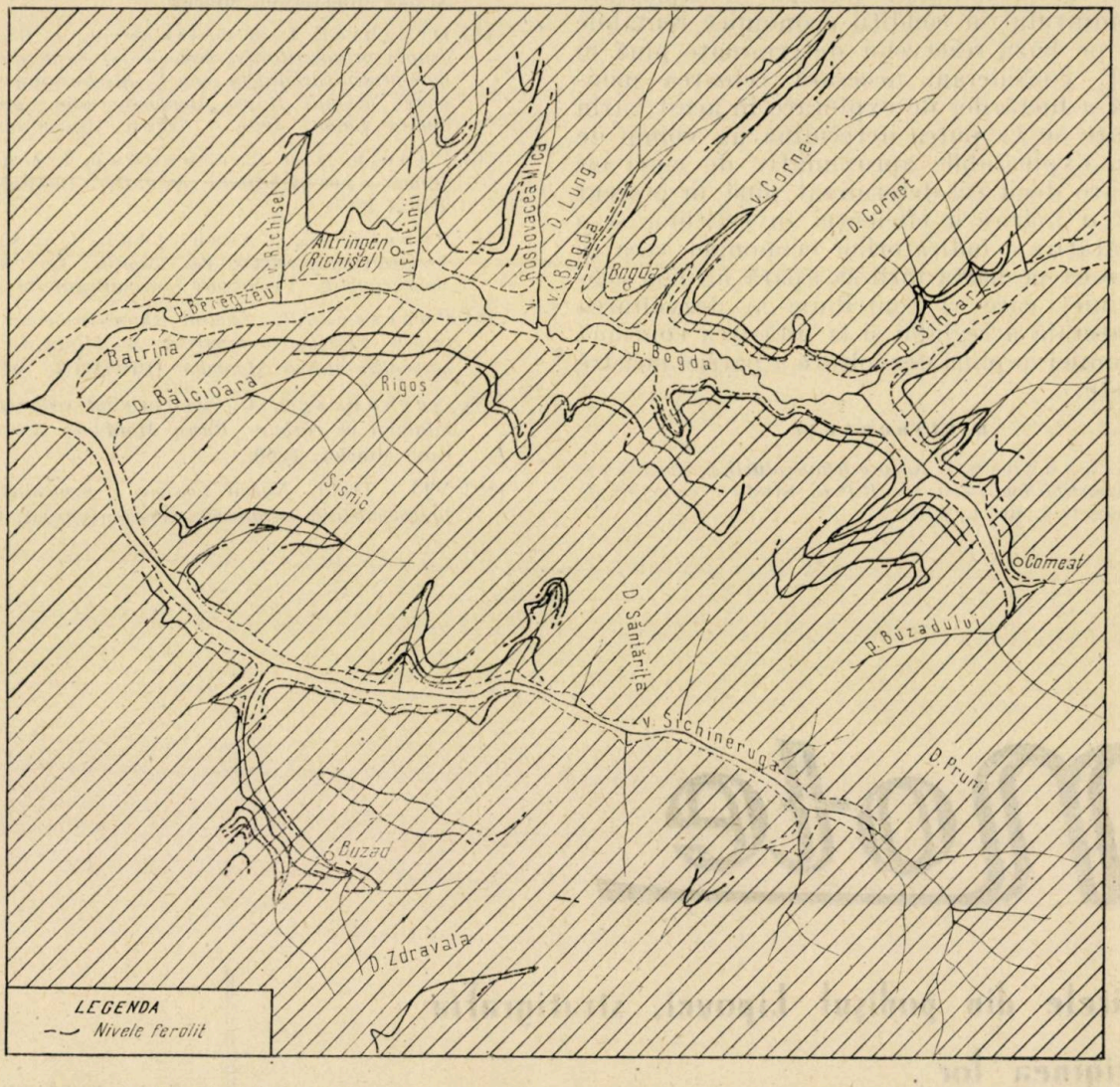


Fig. 1. Schița geologică cu nivelele ferolit din regiunea Bogda-Buzad.

Pe baza unor forme identificate ca Prosodacna sturi Sabba și a unor forme remaniate de Limnocardium smidti Hoern, Limnocardium nobile, Limnocardium Kochi, Cardium arpadense, întîlnite în bazinul P. Beregzeu, vîrsta acestor depozite s-a atribuit dacianului.

Din punct de vedere litologic, complexul sedimentar se diferențiază net în două pachete de grosimi aproximativ egale (de 50—55 m): un pachet bazal, avînd drept caracteristică prezența mai multor nivele nisipoase cu magnetit alternînd cu marne și argile, a căror poziție a fost definită de strate reper, ușor de identificat, reprezentate prin argile cărbunoase, tufuri și tufite și un pachet superior, lipsit de minerale grele, constituit din alternanțe de argile nisipoase și nisipuri de culoare cenușiu-gălbuie, cu lentile de pietrișuri și conglomerate.

Local au fost observate modificări de grosime și conținut litologic, rezultat al variațiilor de facies, atît pe orizontală, cît și pe verticală, dintre care pe cele mai importante le vom menționa în cele ce urmează.

Stratul I cu magnetit (stratul bazal) este constituit din nisipuri grosiere galbene (de 3 m grosime), stratificate oblic, pe ale cărui planuri de stratificație își fac apariția benzi închise la culoare, constituite din aglomerări de granule, determinate ca magnetit și ilmenit.

În interiorul stratului s-au putut observa pe lîngă elementele menționate și altele, de origină terigenă.

Conținutul în fier pe întreg stratul variază între 5,62 și 17,30%, iar coloritul diferit de la cenușiu la portocaliu și cărămiziu se datorește granulele de cuarț sau prin gresii cenușii magnetitifere, unde magnetitul ne apare sub forma unor benzi. Alteori este constituit din nisipuri cu

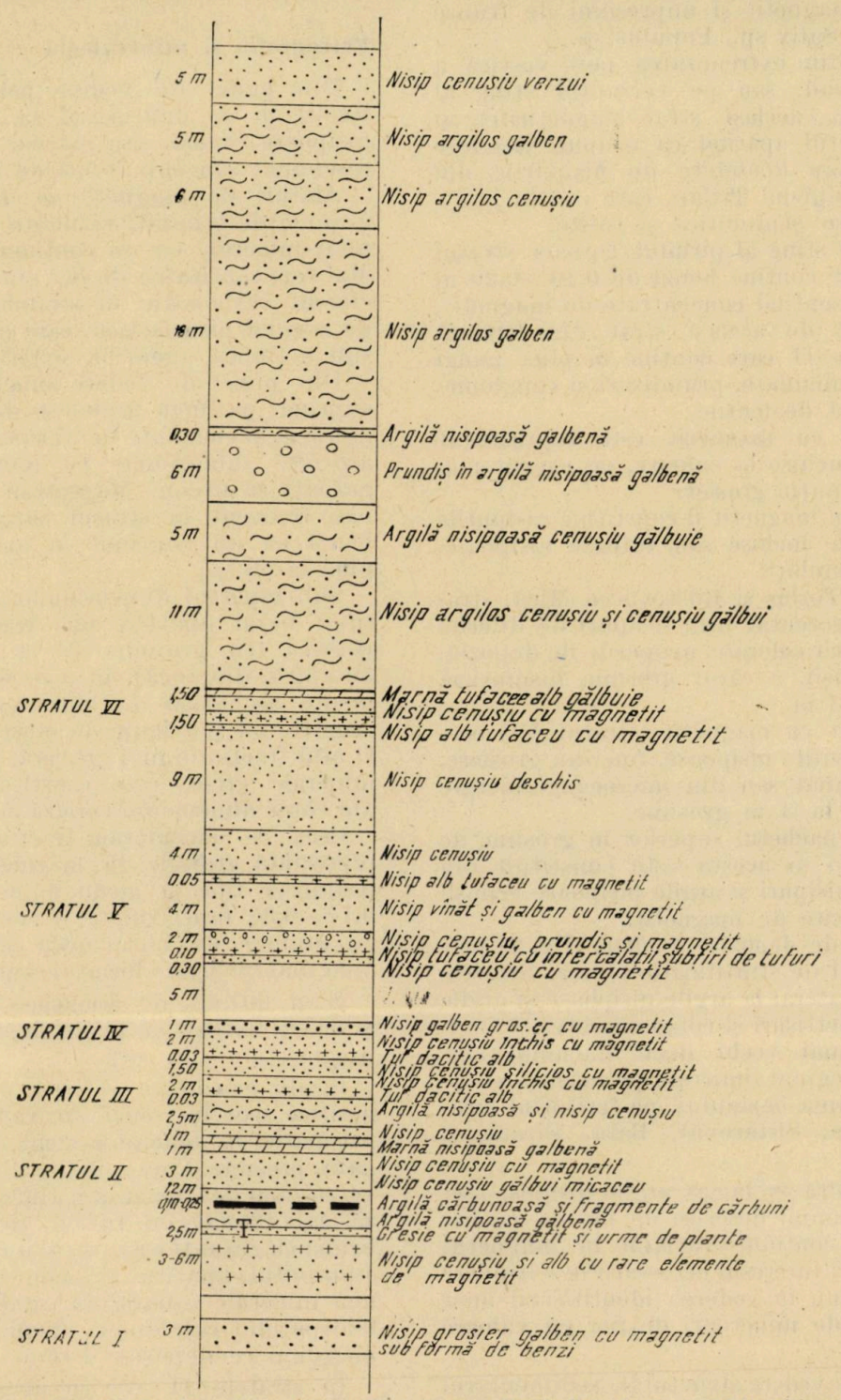


Fig. 2. Coloană stratigrafică în depozitele daciene din regiunea Bogda-Buzad cu nivelele nisipoase care conțin magnetit și ilmenit.

unui grad variabil de oxidare a magnetitului din rocă.

Uneori stratul bazal este reprezentat prin nisipuri grosiere magnetitifere, în care predomină aspect rubanat datorită alternanței concentrațiilor magnetitifere cu nisipurile cenușii.

Stratul II cu magnetit se deosebește net de primul în ceea ce privește constituția litologică.

Este constituit din nisipuri cenușii și albe tufitice (de 3—6 m grosime), cu granule de magnetit, rare, sau gresii cenușii gălbui (de 2,5 m grosime) cu magnetit și impresiuni de frunze de Fagus sp., Salix sp., Populus sp.

În cariera din extremitatea nord-vestică a localității Buzad, sau pe versantul stîng al pîrîului Potoc, același strat magnetitifer își schimbă aspectul apărînd ca nisipuri deschise la culoare, spre deosebire de nisipurile din avalul văii Podul lui Trifan, care conțin intercalații argiloase bentonitice și tufite.

În versantul stîng al pîrîului Totoace stratul II cu magnetit conține benzi de 0,10—0,20 m grosime, reprezentînd concentrate de magnetit, spre deosebire de același strat din bazinul pîrîului Bogda II care conține în plus pungi de magnetit remaniate, prundișuri și conglomerate sub formă de lentile.

Stratul III cu magnetit este reprezentat prin nisipuri închise la culoare, cu aspect mai mult sau mai puțin grosier.

Stratul IV cu magnetit îl constituie nisipurile cenușii, cenușii închise sau tufitele nisipoase, de diferite granulații.

În bazinele Torloș și Rostovacea Mică, stratul V este reprezentat prin nisipuri de diferite granulații, diferit colorate, acoperite de depozite nisipoase, cenușii, a căror grosime însumează aproximativ 13 m.

Ultimul strat cu magnetit (stratul VI) este constituit din tufite nisipoase, fine sau grosiere, cu aspect rubanat sau din microconglomerate silicioase pînă la 3 m grosime.

Cît privește pachetul superior în grosime de aproximativ 55 m acesta este constituit din alternanțe de nisipuri și argile nisipoase cenușii și galbene, lipsite de magnetit.

Succesiunea de depozite daciene (fig. 2) prezintă caracterul de stratificație oblică. Stratele nisipoase trec lateral la argile nisipoase și argile și mai rar la pietrișuri și conglomerate.

Depozitele mai vechi decît dacianul sînt dezvoltate în regiuni limitrofe pe măsură ce ne apropiem de rama bazinului, pe teritoriul localităților Lipova, Sistarovăț, Bata, Birchiș și Căpîlna.

Ele se dezvoltă în facies argilo-nisipos, asemănător succesiunii descrise de noi ca pachet bazal, cu un conținut variabil în magnetit, fapt care suscită interesul cercetării în extindere a sedimentarului, în vederea identificării unor noi acumulări de minereuri de fier cu valoare industrială.

Din punct de vedere structural, sedimentarul din regiune se dispune monoclinal, cu ușoare înclinări. Stratele urmăresc direcția NNE—SSV și uneori NS.

S-a constatat prezența și a unor mici ondulațiuni ale stratelor, destul de greu perceptibil, datorită caracterului de stratificație oblică pe care-l prezintă.

În apropierea fracturii Buzad, identificată în sectorul de sud-vest ale regiunii, stratele își schimbă brusc direcția și înclinarea.

Petrografia și mineralogia

Din punct de vedere petrografic, stratele ferolit ni se înfățișează ca nisipuri și gresii nisipoase cenușii sau galbene cu magnetit fin, diseminat sau sub formă de benzi.

Alături de magnetit se întîlnesc cruste și granule de limonit, rezultate în urma alterării unor minerale cu un conținut variabil de fier. Mai rar, cantitatea de fier din rocă apare ca un ciment carbonatic în stratele greso-nisipoase, de origină piroclastică, care de dezagregă ușor sub acțiunea agenților externi.

Din punct de vedere mineralogic, nisipurile cuprind, pe lîngă granulele de cuarț care predomină, și elemente de hipersten și hornblendă, asociate subordonat cu muscovit, feldspați, granați și zircon. Magnetitul și ilemitul apar mai frecvent în stratul bazal, sub formă de benzi cu un conținut în magnetit de la 35 pînă la 50%.

Sub raportul dimensiunilor, elementele stratului bazal aparțin unei fracțiuni aleuritico-pelitice (cu granule sub 1 mm, cuprinzînd 30—39% din rocă), în care se deosebesc fragmente așchioase de hipersten și hornblendă, asociate cu particule de muscovit și feldspați. O altă fracțiune mai grosieră, în care se disting minerale grele, este constituită din granule ale căror dimensiuni variază între 0,2 și 1,2 mm.

Ceea ce considerăm fracțiunea magnetitică, reprezintă granule de magnetit de dimensiuni psamitice fine și medii după Al. Manea, (de 0,17—0,34 mm) rulate și semirulate, asociate cu granule de hornblendă și hipersten, care apar mai rar și sub formă de aglomerări.

S-au întîlnit de asemenea granați, zirconi, și cuarț, extrași de magnetit în timpul selecției magnetitului din rocă.

Studii executate anterior pe fracțiuni magnetitice scot în relief frecvența hiperstenului prismatic, în general prezent sub formă proaspătă, precum și prezența hornblendei cu nuanțe verzui mai des opacizată. Hornblenda se asociază subordonat cu rutilul, zirconul, turmalina brună cu granați roșii, roz și incolori, cu distenul, staurolitul, apatitul și limonitul la care se adaugă minerale ușoare din categoria cuarțului și feldspatului calcosodic, idiomorf, uneori de dimensiuni ce depășesc 1 mm.

În stratele II—VI cu magnetit, cantitatea de fier este în general scăzută; componența mineralogică este aceeași cu cea a stratului bazal, cu deosebirea că mineralul predominant este cuarțul în proporție de 80—95%.

Din punct de vedere stratigrafic rezultatele obținute au dus la identificarea a două pachete, litologice diferențiate, în interiorul cărora, nivele

caracteristice de tufuri, tufite și argile cărbunoase au fost considerate bune repere în orizontare.

Din punct de vedere mineralogic, cercetările intreprinse au arătat originea terigenă și vulcanică a nisipurilor din pachetul bazal, de asemenea și predominanța materialului vulcanic în parageneză cu hornblendă brună și verde, hiperstenul, augitul și magnetitul.

Aflorimente

În general, ivirile de nisipuri cu magnetit din regiune sînt rare, motiv pentru care corelarea lor s-a făcut cu oarecari dificultăți.

Printre cele mai reprezentative deschideri pentru stratul bazal și cu un conținut mai ridicat în fier, se numără cele din partea de vest a localității Buzad, de asemenea cele cu un conținut mai scăzut în fier, din valea Săliștea, din avalul pîraielor Pepinierii și Torloș, din valea Cornet, de la Comeat sau de la 500 m SSE de localitatea Sîntar.

Stratul II este caracterizat prin ivirile din avalul pîrîului Ibărlonț din bazinul Văii lui Trifan din bazinele Sintar, Totoace, Richisel, Fîntînii, Răstovacea Mare și Mică, precum și cele din împrejurimile localității Bogda.

Stratul III cu magnetit este bine individualizat mai ales în bazinele văilor Țănobara și Săliștea, Groapa Moșului și Fîntînii, precum și la Băile Bogda, pe Valea Sabăului pe pîraiele Bogda, Răstovacea Mare și Sîntînița (amont).

Stratul IV cu magnetit aflorează mai ales în împrejurimile localității Buzad, în dealul Mare și în pîrîul Pepinierii, la 2 km NNV de Buzad.

Stratul V a fost identificat în deschideri naturale de la dealul Mare, în pîraiele Ibărlonț și Răstovacea Mică. Alte deschideri ale aceluiași strat sînt localizate în jurul localității Comeat și în bazinul văii Torloș.

Ivirile stratului VI cu magnetit sînt cantonate îndeosebi în dealurile Guleat, Mare și Sabăului și mai puțin în restul regiunii datorită lipsei de deschideri.

Originea ferolitelor

Studiile întreprinse în ultima vreme pe eșantioane recoltate de la Buzad și împrejurimi din stratele cu magnetit reprezentate prin nisipuri fine și gresii, demonstrează originea mixtă a acestor depozite, terigenă și vulcanogenă.

Materialul vulcanic mai abundent se întîlnește asociat paragenetic cu hornblenda brună și verde, cu hiperstenul, augitul și magnetitul, alături de care, secundar, apar minerale de origină cristalofiliană.

Prezența elementelor vulcanice în nisipuri ridică problema originii lor. Și cum în regiuni învecinate apar corpuri eruptive de natură andezitică cu un conținut variabil în magnetit, considerăm originea mineralelor grele din nisipuri ca fiind legată de aceste erupțiuni, presupunînd că în decursul vremurilor corpurile menționate au fost dezagregate prin eroziune, iar materialul rezultat transportat de apele de șiroaie de pe continent în bazinul de sedimentare.

Cercetările geofizice demonstrează, însă, că și diabazele și gabrourile posedă proprietăți magnetice importante, datorită prezenței în rocă a unei cantități variabile de magnetit.

Astfel, prin profile magnetice informative s-au obținut centre anomale de 1 200—1 800 γ iar profile aeromagnetice valori medii de 950—1 100 γ. Anomaliile menționate sînt datorate probabil acestor erupții bazice, acoperite de depozite sedimentare de la Bruznic, Zălbaț și Pătîrș, iar la Bota unde erupțiile apar la zi, s-a putut separa chiar o pălărie de fier.

În ipoteza asocierii originii magnetitei din depozitele sedimentare cu magnetitul din andezite, s-ar putea presupune că andezitele din culoarul Mureșului (de la E de Cîpîlnaș și Lăpugiu) sau din regiuni mai îndepărtate, (din sudul munților Codrului, de la N și E de Gurahonț, din împrejurimile localității Chisindia, de la V de gara Almaș pe valea Crișului Alb) ar reprezenta sursa generatoare de fier în depozitele panoniene. Gradul de rulare a granulelor de magnetit mai mult sau mai puțin avansat, demonstrează deplasarea lor areală, de unde rezultă și unele concluzii referitoare la localizarea corpurilor din care au provenit.

Valoarea economică a stratelor ferolit

Pentru stabilirea valorii economice a nivelelor ferolit de la Buzad și împrejurimi au fost analizate numeroase probe de minereu, de către laboratorul Întreprinderii geologice de prospecțiuni al Comitetului de Stat al Geologiei.

Rezultatele obținute au dus la stabilirea unui procent mediu în fier pentru fiecare strat în parte, completînd în acest mod și unele rezultate obținute în laboratoarele Institutului geologic, care se referă exclusiv la stratul bazal.

Rezultatele analizelor pentru stratul bazal indică un conținut în fier mai ridicat, cuprins între 19,25 și 24,40%, la Buzad. Conținuturi scăzute, fără importanța economică (1,45—4,14%), sînt înregistrate în întreaga regiune, atît în stratul bazal, cît și în stratele superioare. Rezultă că sectorul mai interesant și cu perspective este cel din împrejurimile Buzadului, unde nisipurile magnetifere prezintă un conținut mai ridicat în fier, făcînd totodată și obiectul unor lucrări de explorare.

Nu este exclus însă ca și alte nivele nisipoase din dacian să prezinte concentrații asemănă-

toare celor de la Buzad. Pentru identificarea lor se impune ca cercetările viitoare să fie însoțite de studii sedimentologice în vederea stabilirii direcției de aport a materialului util, cît și de studii magnetometrice de detaliu.

BIBLIOGRAFIE

[1] Pop, E. *Partea de vest a Podișului Lipovei.* Arhiva Institutul geologic Român, 1955.

[2] * * * *Neogenul din partea vestică a podișului Lipovei.* Arhiva Institutului geologic Român, 1952.

[3] * * * *Neogenul de la nord de Caransebeș.* Arhiva Institutul geologic Român, 1955.

[4] Manea, Al. *Studiul mineralelor grele din formațiunile neogene ale culoarului Mureșului pînă în valea Timișului.* Arhiva Institutul geologic Român, 1963.

[5] * * * *Raport asupra concentrațiilor de magnetit clasic din regiunea Buzad — Bogda — Comeat, Regiunea Banat.* Arhiva Institutul geologic Român, 1963.

[6] Niță Pion, P. și Huică, I. *Prospecțiuni geologice pentru fier în depozitele panoniene din Banatul de nord 1965.* Arhiva Comitetului de Stat al Geologiei, 1965.

INVENȚII — INOVAȚII

Tub profilat pentru grinzi și stîlpi

Invenția se referă la tuburi destinate a fi folosite în deosebi ca grinzi pentru abatajele frontale în mine, unde se utilizează ca elemente de susținere — grinzi și stîlpi — din metale, avînd profilul de diferite forme, care să asigure, în funcție de specificul construcției, rezistența la eforturile la care sînt supuse.

Tuburile folosite pentru grinzi și stîlpi au un profil care se înscrie într-un pătrat sau într-un dreptunghi cu colțurile rotunjite și pereții curbați în interior cu o anumită săgeată

În cazul cînd solicitările depășesc forțele de compresiune maxime admisibile, profilul se deformează, adică săgeata pereților verticali se micșorează, iar săgeata pereților orizontali se mărește. În această situație grinda poate fi totuși utilizată în continuare prin rotația ei cu 90°. Prin această rotire pereții verticali ajung orizontali și reprimesc deformații în interior, iar cei orizontali ajung verticali și reprimesc deformații în exterior, ceea ce duce la o readucere a profilului la forma inițială.

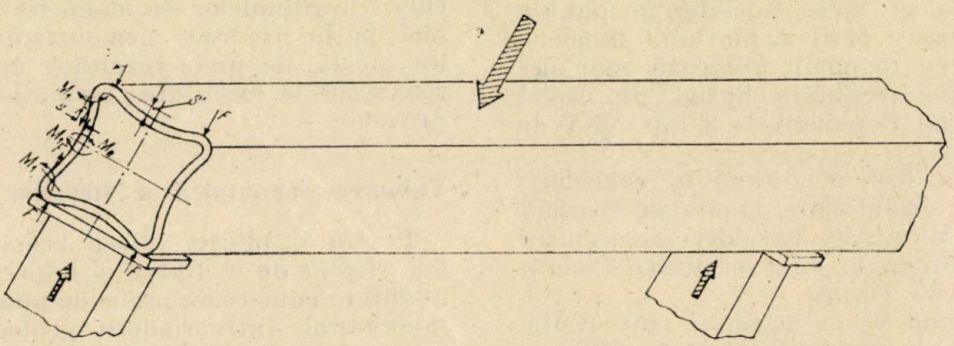


Fig. 1. Modul în care este solicitat peretele vertical al unei grinzi de abataj supusă la compresiune în dreptul reazemului

(s și s') față de laturile pătratului, respectiv ale dreptunghiului în care este înscris. Aceste tuburi se realizează prin laminare, fără sudură, la un laminor obișnuit pentru țevi, valorile săgeților pereților verticali și ai celor orizontali putînd fi egale sau diferite.

Prin curbarea în interior a pereților, tubul poate prelua, la aceeași greutate unitară, forțe de compresiune mult mai mari decît tuburile cu pereți drepți.

Într-adevăr, sub eforturile de compresiune, în dreptul reazemelor, pereții verticali ai profilului sînt solicitați la un efort de compresiune F, la un moment de încovoiere M_1, care tinde să deformeze peretele vertical în afară și la un al doilea moment M_s, care se naște datorită curbării dată peretelui, proporțional cu săgeata s, moment care este de sens contrar momentului M_1.

În consecință, acest moment M_s tinde să anuleze momentul M_1 și deci împiedică deformarea pereților verticali astfel încît grinda cu profil posedă, conform invenției, o rezistență sporită față de grinzile cunoscute.

Invenția prezintă următoarele avantaje:

— la un anumit efort, greutatea pe metru de grindă se reduce considerabil, ceea ce are ca urmare o importantă reducere a consumului de oțel (de exemplu pentru unele grinzi utilizate în abataje, de la 43 kg/m la 29 kg/m);

— reducerea greutății face mai ușoară manipularea grinzilor și a stîlpilor;

— confecționarea este mai ușoară și mai ieftină deoarece se elimină operațiile pe care le comportă întărirea pereților verticali în cazul utiliz rii profilelor normale;

— recondiționarea este foarte ușoară în caz de deformare la depășirea forței admisibile și se realizează prin simpla rotire a grinzii.

Brevet R.S.R. 43 036
Titular: Min. Minelor
Autor: ing. Ion Georgescu

Publicat: 17.IV.1965
Dosar O.S.I. 43187
Clasificare: 5 c, 8—11

Ing. **M. Vrînceanu**

Recenzii

Schreiter, W. **Metale rare** (traducere din limba germană). Editura tehnică, 411 pagini, București, 1966.

Multe dintre metalele rare se întîlnesc astăzi din ce în ce mai frecvent în tehnica modernă. Elemente ca wolframul, molibdenul, vanadiul și altele au încetat de mult să fie simple „condimente" ale metalurgiei, ele întîlnindu-se în mai toate oțelurile aliate și în alte aliaje cu proprietăți speciale, precum și sub forma de metale pure în construcția de mașini, și în chimie. Diversele combinații chimice și aliaje ale metalelor rare s-au încetățenit în cele mai variate domenii ale tehnicii, iar unul dintre acestea, uraniul, condiționează în momentul de față în bună măsură dezvoltarea energeticii pe plan mondial.

Dezvoltarea în țara noastră a industriei de oțeluri aliate și promovarea progresului tehnic prevăzute de către Congresul al IX-lea al P.C.R. ridică în prim plan problemele legate de dezvoltarea producției miniere, de valorificarea complexă a substanțelor minerale utile, de fabricarea de noi materiale cu caracteristici calitative superioare și de începerea utilizării resurselor de materii prime radioactive în vederea producerii de energie nucleară.

Pînă în prezent, literatura tehnică română nu dipune de o carte de specialitate, cu excepția unei traduceri mai vechi scrisă la nivel mediu*). Din această cauză apariția prezentei lucrări vine să umple un gol în literatura tehnico-științifică din țara noastră.

Cartea constituie traducerea prelucrată a monografiei lui W. Schreiter „Seltene Metalle", apărută recent în R.D.G. Traducerea nu cuprinde toate metalele expuse în originalul german, ci s-au selectat doar acele părți care prezintă importanță industrială pentru țara noastră, renunțîndu-se la unele date referitoare la istoricul, proprietățile fizice și chimice ale elementelor și ale compușilor lor, date care se găsesc în tratatele de chimie generală. Astfel, în ediția română au rămas în special informațiile referitoare la tehnologia și utilizările metalelor rare, precum și datele mai noi referitoare la aceste elemente. În schimb, în carte, s-au introdus unele aspecte și realizări legate de specificul tehnologic al metalelor rare de la noi din țară.

Cartea conține 11 capitole din care primul este dedicat problemelor generale ale metalelor rare, iar în următoarele se descriu individual 10 din metalele rare cele mai importante : galiul (cap. II), indiul (cap. III), molibdenul (cap. IV) tantalul (cap. VI), titanul (cap. VII), uraniul (cap. VIII), vanadiul (cap. IX) și wolframul (cap. X).

În capitolul I — Generalități — se prezintă aspectele legate de răspîndirea și clasificarea metalelor rare, autorul utilizînd clasificarea încetățenită în tehnică pentru metalele rare, dar menționînd că multe din cele 41 elemente considerate „metale rare" sînt mult mai răspîndite decît plumbul, staniul, mercurul, care sînt considerate metale clasice. Răspîndirea elementelor în scoarța terestră se dă după S.P. Vinogradov. În același capitol se prezintă și principiile care stau la baza procedeelor de obținere a metalelor rare : procedeele electrolitice (cimentarea, electroliza din soluții și din săruri topite), amalgamarea, reducerea la temperaturi înalte (cu cărbune, cu hidrogen, metalotermic), descompunerea termică, schimbul ionic, extracția cu solvenți ș.a. Un subcapitol este dedicat procedeelor de obținere a metalelor rare de înaltă putere prin topire zonară, disproporționare etc., iar altul — prelucrării metalelor rare. Informațiile prezentate în primul capitol nu pretind să lămurească fundamental toate procedeele prezentate, ci ele doar familiarizează pe cititor cu metodele și procedeele metalurgiei metalelor rare, cu scopul de a facilita înțelegerea diferitelor fluxuri tehnologice pentru obținerea metalelor rare prezentate în capitolele următoare.

Structura fiecăreia din cele 10 capitole care conțin prezentarea cîte unui metal este, în general, aceeași. Astfel se expun la începutul fiecărui capitol, în cîteva aliniate, problemele generale ale elementului dat : caracteristicile și cîteva proprietăți, starea naturală și baza de materii prime, iar în ultima parte a fiecărui capitol se prezintă detaliat domeniile de utilizare ale fiecărui metal și cerințele impuse pentru fiecare produs. Se menționează, de asemenea, problemele de toxicitate și măsurile de securitate a muncii specifice fecărui metal prezentat.

Volumul cel mai mare de informație, prezentat în cuprinsul fiecărui capitol, este dedicat metodelor de obținere a metalului dat de materiile prime.

Capitolul II este consacrat galiului — metal foarte interesant în domeniul industriei de semiconductoare, în metrologie și pentru obținerea unor aliaje speciale ; fiind un element însoțitor al aluminiului, are perspectivă de extragere și în țara noastră alături de acest metal.

În capitolul III se prezintă indiul care se obține ca un subprodus al industriei zincului. Producția acestui metal a fost însușită și la noi la scară semiindustrială. Principalele utilizări ale indiului sînt în domeniul industriei dispozitivelor semiconductoare. Tot în acest domeniu este folosit seleniul prezentat în capitolul 5, producția căruia în țara noastră este apreciabilă în urma valorificării nămolurilor de la electroliza cuprului și de la obținerea acidului sulfuric.

Metalele greu fuzibile, utilizate cu deosebit succes în industria feroaliajelor : molibdenul, wolframul și vanadiul sînt prezentate în capitolele 4, 9 și 10.

Metalele rare ușoare, care au o deosebită importanță în tehnica modernă (în cea cosmică și nucleară), titanul și zinconiul se tratează în capitolele 7 și 11. Aceste două metale de asemenea nu sînt lipsite de perspective în privința extragerii lor în țara noastră.

Unul dintre capitolele cele mai mari — cap. VIII — este consacrat uraniului. Se prezintă zăcămintele, procedeele de extragere a uraniului sub forma unor compuși, purificarea acestora și obținerea uraniului metalic. Se descrie deasemenea modul de utilizare a acestuia drept combustibil nuclear.

Selecția și prelucrarea textului românesc al lucrării au beneficiat de aportul competent al doctorului I. Niederkorn. Traducerea este îngrijită și corectă, iar terminologia întrebuințată, deși prezintă unele fenomene și procedee pentru care în limba noastră nu s-au înrădăcinat încă denumiri general acceptate, este corespunzătoare și reflectă întrutotul sensul problemelor expuse de către autorul cărții. Pe lîngă cele menționate, prezentarea grafică aspectuoasă și execuția tehnică atractivă și corectă măresc interesul pentru această lucrare. Editarea în limba română a unei monografii referitoare la metalele rare pune la dispoziția cititorilor o carte interesantă și utilă în același timp. Această realizare a Editurii tehnice va fi apreciată în mod pozitiv de specialiștii din industria extractivă și prelucrătoare care se preocupă de problema metalelor rare.

Dr. ing. **S. Tătaru**

*) Kisliakov, Metalurgia metalelor rare, Ed. tehnică, București, 1958.

DOCUMENTARE

* * * **Electrogazodinamica — o nouă sursă de energie ce poate revoluționa mineritul.** Engineering and Mining Journal, 167, nr. 7, iul. 1966, p. 48.

Principiul electrogazodinamicii prevede producerea de energie prin injectarea de ioni în curentul de gaze calde obținute la arderea cărbunelui. Praful și alte materiale microscopice din curentul de aer se încarcă cu ioni și li forțează să coboare într-un mic tub, plasat într-un cîmp magnetic. Ionii încărcați, primind o cantitate suplimentară de energie datorită mișcării particulelor, sînt colectate la un electrod plasat la extremitatea tubului, asigurînd astfel inițierea unui curent electric de înaltă tensiune.

Cercetările au trecut din faza laborator în faza pilot, prevăzîndu-se realizarea unei uzine de 10 000 kW. Prin construirea unei astfel de uzine la gura minei și putînd lucra cu cantități reduse de apă de răcire, se pot valorifica noi rezerve de cărbuni situate în zone lipsite de apă.

Un alt principiu de realizare a energiei electrice este cel al magnetohidrodinamicii, care prevede ca un gaz conductibil să se deplaseze într-un cîmp magnetic și care prin încălzire la circa 3 000°C se disociază din atomi în electroni și ioni. Sistemul electrogazodinamic prezintă însă avantajul că nu impune necesitatea existenței unui gaz cu conductivitate electrică ridicată.

H a r t, T. **Exploatarea prin metoda cu front lung a unui zăcămînt uranifer.** Engineering and Mining Journal, 167, nr. 7, iulie, 1966 p. 79—83.

Zăcămîntul de gresie uraniferă are o grosime medie de 1,5 m fiind situat la o adîncime de 210 m. La grosimi mai mari de 2,4 m s-a aplicat metoda cu abataj deschis. Inițial corpurile de minereu se delimitează prin intermediul unor foraje de explorare executate din galeriile de transport.

Pregătirea zăcămîntuiui s-a efectuat printr-o galerie longitudinală în axa lentilei și două galerii de contur, care se unesc între ele prin galerii transversale, plasate la intervale de 9 m și avînd secțiuni de 2,4 × 1,5 m². În ultimul timp, galeriile transversale se sapă la intervale de 15 m delimitînd panouri de 15 × 15 m² care se exploatează cu abataje frontale susținute cu stîlpi hidraulici de 21 tone. Tăierea minereului se face prin împușcare cu amestec exploziv de azotat de amoniu și motorină, iar evacuarea cu ajutorul unor screpere de 25 CP.

Deși în acest mod productivitatea muncii realizată este cu 35% mai mică decît cea din metoda cu abataj deschis, condițiile de tehnica securității și reducerea diluției, compensează acest neajuns.

* * * **Exploatarea unui zăcămînt de cupru prin dizolvare.** Engineering and Mining Journal, 167, nr. 7, iulie, 1966 p. 84—85.

O întreprindere minieră din S.U.A. produce zilnic 10 tone concentrate de cupru cu 85—90% Cu, fără a folosi perforatoare, explozivi, excavatoare, concasoare, celule de flotație etc. Tehnologia constă în riciirea cu tractorul a suprafeței minereului, trecerea lui spre văile de leșiere și leșierea minereului. Acest sistem asigură obținerea cuprului la un preț de cost de 3—5 ori mai mic decît cel realizat în exploatare normală.

Acidul sulfuric în soluție de 5% este distribuit prin conducte de P.V.C. plasate la distanță la 2,5 m una de alta.La stația de precipitare a cuprului din soluție, acesta trece prin 7 celule cu pilitură de fier pentru cementare.

* * * **Săpare de puț la Geco.** Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, 59, nr. 652, august, 1966, p. 939.

Puțul a cărui săpare a fost inițiată în anul 1963 are o adîncime de circa 1 300 m. Puțul este destinat realizării unei extracții duble cu schip de 18 tone și colivie de 50 persoane, fiind dotat cu instalații cu fricțiune. Diametrul puțului este de 6,45 m și roca prin care s-a săpat cuprindea formații de gneisuri și zone acvifere, care au impus săparea combinată cu cimentarea din front.

Perforarea s-a realizat cu un ecran de perforare cu 10 brațe cu care se realizau 110 găuri de 3 m lungime în 110 minute. În fiecare gaură se introducea gelatină explozivă cu 75% nitroglicerină amorsată cu capse electrice cu întîrziere prin împușcare, excavîndu-se 130 m³. La săpare s-au obținut viteze de 3 m/24 ore.

Betonarea s-a realizat simultan cu săparea, de pe o platformă cu diametrul de 6 m prevăzută cu cofraj mobil. Betonul s-a transportat prin conducta de 150 mm, după adăugarea unor acceleratori de priză.

Puțul va permite punerea în exploatare a unui zăcămînt cu rezerve de circa 24 mil. tone minereu cu 2,09% Cu, 4,45% Zn și un conținut redus de argint.

C a m p b e l l, N. **Zăcămîntul de plumb și zinc de la Pine Point (Canada).** Canadian Mining and Metallurgical Bulletin 59, nr. 652 august, 1966, p. 953—960.

După prezentarea sumară a lucrărilor de explorare, se arată modul în care s-a putut evidenția geologic și geofizic un zăcămînt de plumb și zinc. În continuare se analizează părerile unor autori asupra genezei acestui zăcămînt. Aceștia atribuie sursa plumbului, zincului și fierului în fluidele magnetice care au pătruns în dolomitele permeabile și unei extinderi a acestora cu formarea de sulfuri în sedimentele devoniene petroliere. În anul 1965 rezervele erau apreciate la 21,5 mil. tone cu circa 4% Pb și 7,2% Zn.

L a k k a r i n e n, T. **Instalațiile de sfărîmare montate pe verticală din Finlanda.** Canadian Mining Journal, 87, nr. 8, august, 1966 p. 59—61.

În ultimii 12 ani la o serie de exploatări miniere metalifere din Finlanda, instalațiile de sfărîmare s-au montat pe verticală în terenurile de extracție, cu instalațiile de extracție multicablu.

Caracteristicile unora din aceste instalații sînt redate mai jos.

	Keretti	Kotalahti	Pyhasalami	Vihanti
Capacitate, t/an	600.000	450.000	600.000	450.000
Minereu	Cu, Zn, S	Cu, Ni	Cu, Zn, S	Cu, Pb, Zn
Înălțimea turnului de extracție, m	96	77	90	87
Silozul de minereu sfărîmat :				
— înălțime, m	45	41	50	42
— diametrul, m	14	12	14	11,5 × 16
Volumul instalației :				
— uzina de sfărîmare, m³	5 450	2 650	7 600	4 100
— silozul, m³	3 500	2 000	3 000	2 000
Data punerii în funcțiune	1954	1959	1961	1964

43413

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XVIII | Nr. 3 | MARTIE 1967

СОДЕРЖАНИЕ

Габриан, В. и Курпэн, К. *Системы разработки большой производительности, применяемые в бассейне Бая Маре* (II)

Матей, И. *Регулирование дебитов воздуха в воздухопроводной сети посредством линейного программирования.*

Представлен способ расчета комплексных схем проветривания, с помощью метода симплекс в целях установления оптимального экономического варианта.

Бучу, Ц. *К вопросу влияния температуры пульпы на обогащение цинковой обманки.*

Рассматривается проблема флотации цинковой обманки при низких температурах. Имея в виду, что в период зимы технические показатели флотации цинковой обманки понижаются, предлагаются мероприятия в целях устранения этого недостатка.

Деляну, Д. *Установление содержания и запасов месторождений хризотилового асбеста типа Банат.*

Дается характеристика месторождений хризотилового асбеста типа Банат и предлагаются два способа установления содержания асбеста в месторождении.

Шербэнеску, И. и Пэною Н. *Месторождение каменного угля в бассейне Руска Монтана.*

В статье представлены новые элементы геологического характера, полученные в реэзльтате разведочных работ проведенных в угольном бассейне Руска Монтана.

ЗАМЕТКИ

Ницэ Пион П. *Ферролиты на плоскогорье Липова, их стратиграфия и происхождение.*

РЕЦЕНЗИИ

ИЗОБРЕТЕНИЯ – НОВАТОРСТВО

ДОКУМЕНТАЦИЯ

SOMMAIRE

Gabrian, V. et Curpăn, C. *Méthodes d'exploitation à haute productivité, appliquées dans le bassin minier de Baia Mare (II).*

Matei, I. *Le réglage des débits d'air dans les réseaux complexes d'aérage par la méthode de la programmation linéaire.*

On présente le mode de calcul des schémas complexes d'aérage par des méthodes simplex, en vue d'établir la variante la plus favorable du point de vue économique.

Buciu, C. *Contributions à la résolution du problème de l'influence de la température au traitement des blendes.*

L'article examine le problème de la flottation des blendes à basse température. Vu que pendant la saison froide les indices technologiques à la flottation des blendes baissent, on indique les mesures à prendre pour éliminer cet inconvénient.

Deleanu, D. *Le calcul des teneurs et des réserves dans les gisement d'asbeste chrysotile du type Banat.*

Sont indiquées les particularités des gîtes d'amiante chrysotile du type Banat, en préconisant deux méthodes de calcul des teneurs èn filaments d'asbeste dans le gisement.

Şerbănescu, I. et Pănoiu, N. *Le gisement de houille du bassin de Rusca Montană.*

L'article fournit de nouveaux éléments géologiques déterminés à la suite des travaux de recherche effectués dans le bassin charbonnier de Rusca Montană.

NOTES

Niţă Pion, P. *Les ferrolytes du plateau de Lipova, leur stratigraphie et leur origine.*

COMPTES-RENDUS

INVENTIONS-INNOVATIONS

DOCUMENTATION

INHALT

Gabrian, V und Curpăn, C. *Abbaumethoden erhöhter Producktivität im Bergbaugebiet von Baia Mare (II).*

Matei, I. *Regelung der durchziehenden Wettermengen bei komplexer Bewetterung mittels der Methode der Linearen Planung.*

Zwacks Bestimmung der wirtschaftlich optimalen. Variante wird die Simplex — Berechnungmethode für komplette Bewetterungschemen dargelegt.

Buciu, C. *Beitrag zum Problem des Einflusses der Trübetemperatur auf die Aufbereitung der Zinkblende.*

In Aufsatz wird das Problem der Zinkblendeauf — bereitung bei miedriger Temperatur behandelt und die zwecks Erzielung normaler Kennziffern in der kalten.
Jahreszeit erforderlichen Messnahmen bekanntgegeben.

Deleanu, D. *Berechnung der Gehalte und Erzreserven der krysolithlagerstätten der Banater Gattung.*

Es werden die Eigenheiten der Banater Gattung angehörenden Krysolithlagerstätten dargelegt und zwei Berechnungsverfahren des Gehaltes der Lagerstätten an Asbestfloken empfohlen.

Şerbănenescu, I. und Pănoiu, N. *Die Steinkohlenlagerstätte des Rusca-Montana Beckens.*

Der Aufsatz enthält neve geologische. Erkenntnisse als Folge der im Rusca-Montana Becken unternommenen Schürfarbeiten.

NOTIZEN

Niţă Pion, P. *Die Ferolithe der Hochebene von Lipova, sowie deren Stratigraphie und Ursprung.*

REZENSIONEN

ERFINDUNGEN UND NEVERUNGEN

DOKUMENTIERUNG

CONTENTS

Gabrian, V. and Curpăn, C. *Increased productivity methods of working, applied in the Baia Mare metal-mining deposits (II).*

Matei, I. *Regulating air volumes in complex netowork of ventilation airways by the method of linear programme.*

The study presents the simplex method of calculation of complex air roadways to find the hest solution from an economic point of wiew.

Buciu, C. *Contributions to the problem of the influence of temperature of stimes on the preparation of blendes.*

The paper treats the problem of low temperatures on zinc blendes flotation. Considering that in winter the technic results of flotation are poor, the author gives solution of improvement.

Deleanu, D. *The calculation of content and reserves of crizotil asbest deposits of the Banat type.*

The paper points out the particularities of the crizotil. type Banat deposits and gives two methods to calculate the content of asbestos fluffs of the deposit.

Şerbănescu, I. and Pănoiu, N. *The bituminous coal measures of Rusca Montană.*

The paper points out new geological aspects of the Rusca Montana coal beds as result of exploration works carried out.

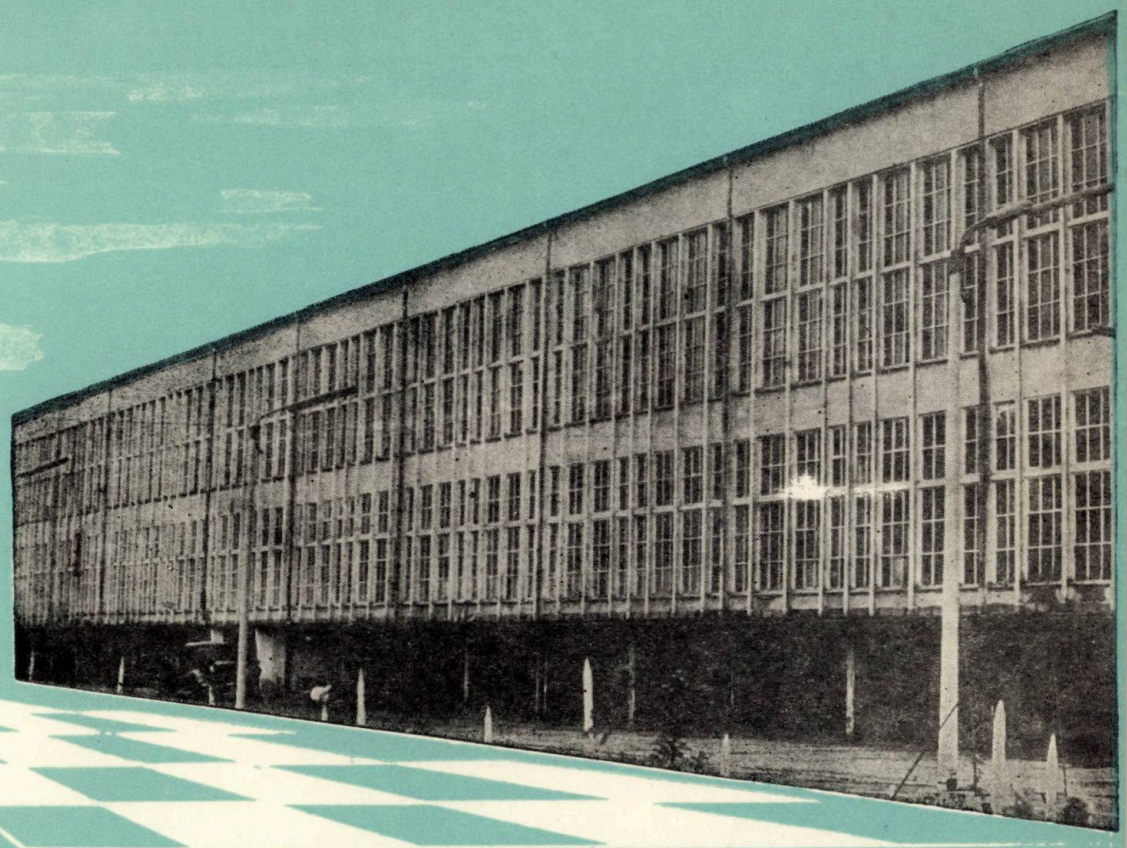
NOTES

Niţă Pion, P. *The ferrolites from the Lipova plateau, their stratigraphy and origin.*

REVIEWS

INVENTIONS AND INOVATIONS

DOCUMENTARY



combinatul minier

BAIA MARE

MINISTERUL MINELOR

ODPT

OFICIUL DE DOCUMENTARE ȘI PUBLICAȚII TEHNICE

București ● str. General Budișteanu nr. 11 bis ● raion 16 Februarie
telefon 16 79 28

ODPT elaborează și editează, în scopul informării și documentării operative a inginerilor și tehnicienilor din industria minieră, următoarele publicatii: REVISTA MINELOR, cu apariție lunară; COLECȚIA DE CAIETE DOCUMENTARE (șase titluri, care apar lunar sau trimestrial), conținînd: noutăți tehnico-economice din industria minieră mondială; materiale selectionate prezentate la diferite congrese și simpozioane internaționale; schimb de experiență din țară și străinătate; invenții, inovații; brevete; utilaje noi etc.

ODPT efectuează pe baza comenzilor de la unitățile miniere și terți: lucrări de sinteză pe teme date; cercetări bibliografice; editări de manuale pentru cursurile de perfecționare ale muncitorilor minieri; materiale de propagandă pentru protecția muncii (afișe, pliante etc.); traduceri ș. a.

ODPT multiplică: instrucțiuni, acte normative, norme de lucru etc. pe bază de comenzi.

ODPT produce la comanda unităților: filme cinematografice de scurt metraj, pe 16 mm, conținînd instructaje privind tehnica securității și protecția muncii și tehnica nouă în minerit, precum și copii de filme din aceste domenii.

ODPT execută: microfilme, diafilme, diapozitive, fotocopii, precum și alte lucrări din domeniul foto-cinematografic necesare unităților miniere.

OFICIUL DE DOCUMENTARE ȘI PUBLICAȚII TEHNICE

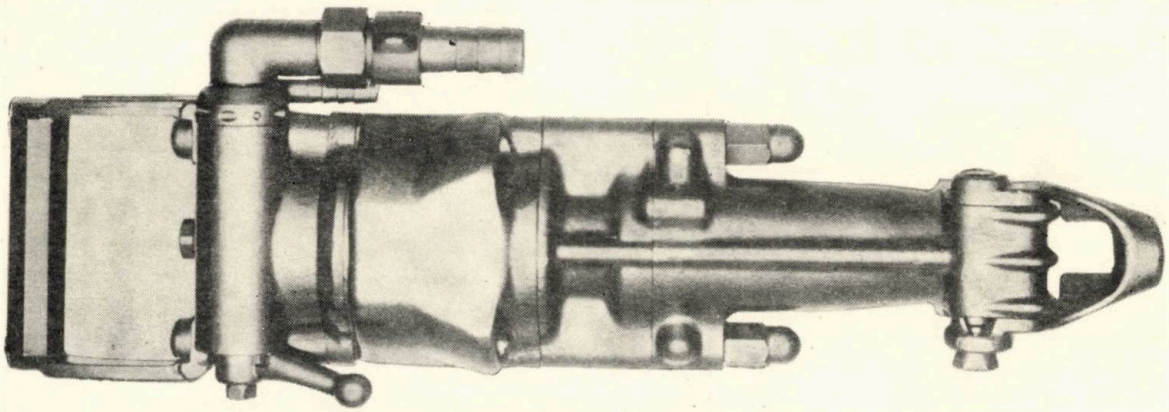
E 1433

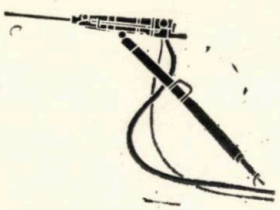
4

APRILIE
1967
VOLUMUL XVIII

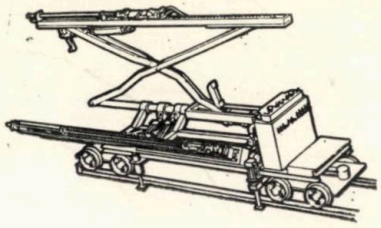
REVISTA MINELOR

Perforatorul cel mai rapid dintre toate tipurile de perforatoare de aceeași mărime și greutate, cu zgomot redus cu 75%

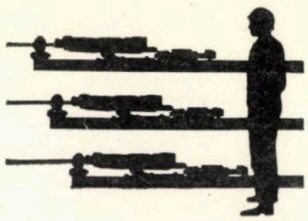




1



2



3

Perforatorul Panther are cea mai mare viteză de perforare din lume față de greutatea sa (27 kg).

Cu tot randamentul său ridicat, cheltuielile de întreținere a perforatorului Panther sînt foarte reduse ceea ce face ca acest perforator să fie cel mai ieftin.

Actualmente, perforatoarele Panther se fabrică cu un amortizor al zgomotului cu un efect de reducere de 75%.

Perforatorul Panther este tipul de perforator cu multiple utilizări, fiind folosit la o gamă largă de lucrări miniere.

În desenele de mai sus sînt arătate trei moduri de folosire a acestor perforatoare și susținătoare Atlas Copco și dispozitive de avansare.

Expediați cuponul alăturat la MAȘINIMPORT, BUCUREȘTI, Str. M. Eminescu nr. 10. raionul 30 Decembrie, indicînd denumirea întreprinderii, numele, funcția și adresa dv.

ATLAS COPCO AB – STOCKHOLM 1– SUEDIA

Atlas Copco

Rugăm să ne trimiteți informații complete cu privire la produsele ATLAS COPCO în limba: germană ☐; engleză ☐; franceză ☐.

informație cu privire la perforatoare . . . . . .

informație cu privire la oțeluri de sfredele . . . .

informație cu privire la . . . . . .

NUMELE _____

FUNCȚIA _____

ÎNTREPRINDEREA _____

ADRESA _____

9/67

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XVIII Nr. 4 1967

CUPRINS

Neagu, Fl. şi *Niţescu, Tr.* **Optimizarea reţelelor de aeraj cu ajutorul programării dinamice** . . . . . 137—145

Ţepeluş, P. C. **Automatizarea acţiunii instalaţiilor multicablu cu un vas prevăzut cu motor de curent continuu alimentat prin convertizoare statice de curent** . . . . . 145—156

Popa, V. **Consideraţii privitoare la înlocuirea pilierilor de minereu din tavanul galeriilor** . . . . . 157—159

Rusu, T. şi *Bacîru, P.* **Consideraţii geologice privind tăria rocilor din bazinul carbonifer Valea Jiului** . . . . . 160—164

Constantinescu, I şi *Darabont, A.* **Combaterea vibraţiilor la folosirea perforatoarelor pneumatice percutante** . . . . . 165—169

Isopescu, Al., Petrescu, D. şi *Stanciu Doina.* **Sortarea prin fluorescenţă a sării geme contaminată cu incluziuni bituminoase** . . . . . 170—172

NOTE

Mircescu, Gr. **Probleme de rezolvat în legătură cu îmbunătăţirea continuă a calităţii produselor miniere** . . . . . 173—175

INFORMAŢII

RECENZII

DOCUMENTARE

COMITETUL DE REDACŢIE

Conf. ing. LUBENESCU DAN, laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BÎRSAN TRAIAN, redactor responsabil adjunct; ing. ANTON PETRE; ing. BĂLTĂREŢU RAUL; geol. GURĂU ANDREI; prof. dr. docent HUBER PANU ION, membru corespondent al Academiei Republicii Socialiste România; ing. MILIŢESCU ERACLE; ing. MOGHIOROŞ EMERIC; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. POPESCU F. GABRIEL; ing. SCRIPĂŢ VASILE; ing. ŞONCODI CORIOLAN; ing VALVARIC NICOLAE

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XVIII Nr. 4 APRILIE 1967

СОДЕРЖАНИЕ

Нягу, Ф. и Ницеску, Тр. *Оптимизация сетей проветривания при помощи динамического программирования.*

Рассматривается возможность использования динамического программирования и электронных вычислительных машин при расчете схем проветривания и предлагается ориентировочная методика расчета.

Цепелуш, П. *Автоматизация привода многоканатных подъемных установок с одним сосудом и электродвигателем постоянного тока, питаемым статическим преобразователем.*

Излагается методика расчета привода этих установок с указанием оптимальных значений главных параметров. Представлены также системы управления электродвигателем, питаемым током через преобразователи или тиристоры, и в заключение приводятся экономические соображения относительно выбора оптимальной системы привода.

Попа, В. *К вопросу использования рудных целиков.*

Рассматривается возможность извлечения запасов руды из надштрековых целиков.

Русу, Т. и Паки, Э. *Соображения геологического характера в связи с твёрдостью пород угольного бассейна Валя Жиулуй.*

Константинеску, И. и Дарабонт, Ал. *Борьба с вибрациями при бурении шпуров пневматическими перфораторами.*

Анализируются способы уменьшения вибраций при бурении шпуров пневматическими перфораторами и вносятся предложения по улучшению конструкции перфораторов выпускаемых в Румынии.

Исопеску, Ал., Петреску, Д. и Станчу Дойна. *Применение флюоресценции при рассортировке каменной соли с битуминовыми включениями*

ЗАМЕТКИ

Мирческу, Гр. *Задачи улучшения качества продуктов*

ИНФОРМАЦИИ

РЕЦЕНЗИИ

ДОКУМЕНТАЦИЯ

SOMMAIRE

Neagu, Fl. et Niţescu, Tr. *Détermination des réseaux d'aérage optimaux à l'aide de la programmation dynamique*

Sont analysées les possibilités d'appliquer la programmation dynamique et les calculateurs électroniques à la détermination des schémas d'aérage, en indiquant une méthode de calcul approximatif par ce procédé.

Tepeluş, P. *Automation de la commande des installations d'extraction à câbles multiples équipées d'un seule skip ou d'une seule cage, actionnées par moteur à courant continu alimenté par redresseurs statiques.*

Dans cet ouvrage est exposée la méthode de calcul de la commande de ces installations avec mention sur la valeur optimale des paramètres fondamentaux. On présente de même, les systèmes de commande du moteur actionnant la machine, alimenté par redresseurs ou tiristors, en indiquant finalement les considérations économiques relatives au choix du meilleur système de commande.

Popa, V. *Considérations concernant la substitution des piliers de minerai situés au toit des galeries.*

Sont analysées les possibilités de récupérer les reserves de minerai immobilisées dans les piliers de sûreté des voies directionnelles.

Rusu, T. et Paki, E. *Considérations géologiques concernant la dureté des roches du bassin charbonnier de Valea Jiului.*

Constantinescu, I. et Darabont, Al. *Moyens pour combattre les trépidations des marteaux perforateurs pneumatiques percutants.*

Sont analysés les aspects de l'atténuation des trépidations pendant le fonctionnement des marteaux perforateurs, en avançant des propositions pour l'amèlioration du procédé de fabrication de ces outils en Roumanie.

Isopescu, Al. Petrescu, D. et Stanciu Doina *Le sortage par fluorescence du sel gemme contaminé par des inclusions bitumineuses.*

NOTES

Mircescu, Gr. *Problèmes à résoudre concernant l'amélioration qualitative des produits.*

INFORMATIONS

COMPTES-RENDUS

DOCUMENTATION

INHALT

Neagu, Fl. und Niţescu, Tr. *Bestmögliche Bewetterung des Grubengebäu des mittels dinamischer Planung.*

Im Aufsatz wird die Möglichkeit dinamischer Planung und die Verwendung elektronischer Recheumaschinen bei der Berechnung von Bewetterungsschemen untersucht und eine orientative Methodologie für diese Berechnungen gegeben.

Tepeluş, P. *Automatisierung des Antriebes von Mehrseilförder einrichtungen mittels eines, durch einen statischen Stromumwandler gespeisten Gleichstrommotor versehnen Gefässes.*

Er wird die Methodologie der Berechnung des Antriebes derartiger Fördereinrichtungen, bei Angabe des optimalen Wertes der Grundparameter behandelt. Desgleichen werden die Steuerungssysteme des mittels Gleichrichtern oder Tiristoren gespeisten Antriebsmotors beschrieben und zum Schluss die wirtschaftlichen Erwägungen bezüglich der Wahl des optimalen Antriebsystems dargelegt.

Popa, V. *Betrachtungen bezüglich der Ersatzmöglichkeiten der Sicherheitspfeiler in den Streckenfirsten der Erzgruben.*

Im Aufsatz wird die Möglichkeit der Gewinnung der in den Sicherheitspfeilern söhliger Strecken enthaltenen Erzresersen untersucht.

Rusu, T. und Paki, E. *Geologische Betrachtungen bezüglich der Gesteinshärten im Jiutaler Kohlenbecken.*

Constantinescu, I. und Darabont, Al. *Bekämpfung der Vibrationen beim Betrieb der Pressluft Schlagbohrämmer.*

Es werden die Möglichkeiten der Verminderung der beim Betrieb von Pressluftbohohämmern auftretenden Vibrationen untersucht und Vorschläge zwecks Verbesserung der Erzengung inländischer Bohrhämmer gemacht.

Isopescu, Al., Petrescu, D. und Stanciu Doina. *Aufbereitung mittels Fluoreszenz des durch bituminöse Einschlüsse verunreinigten Steinsalzes.*

NOTIZEN

Mircescu, Gr. *In Verbindung mit der kontinuierlich zu verbesseruden Qualität der Erzeugnisse auftretende und zu lösende Probleme.*

INFORMATIONEN

REZENSIONEN

DOKUMENTIERUNG

CONTENTS

Neagu, Fl. and. Niţescu, Tr. *Improving ventilation systems by dinamic programme.*

The paper analyses the use of dynamic programme and of computes for the calculation of ventilating schemes and gives an orientative method of calculation.

Tepeluş, P. *The automation of multicable instalations by a vessel with a direct current motor, fed from a static current converter.*

The paper describes the calculation method for activating such plant, with the indication of optimal values of the main parameters. The paper also presents the control system of the activating motor, fed from converters or tyristors. Finally the paper elaborates on economic considerations to be taken into account in choosing optimum system.

Popa, V. *Considerations regarding replacement of ore pillars in the roof of roadways.*

The paper analyses the passibility to recover theore reserves left as pillars to protect directional roadways.

Rusu, T. and Paki, E. *Geological considerations regarding the stength of the rocks in the Jiu Valley coal measures.*

Constantinescu, I and Darabonţ, A. *Combatting vibrations of percussive pneumatic hammer-drills.*

The paper analyses the aspects of the problem of minimizing vibrations while drilling and points out means to improve the construction of hammer-drills made in the country.

Isopescu, Al., Petrescu, D. and Stanciu Doina. *Selecting rock-salt with bituminous inclusions, by fluorescence.*

NOTES

Mircescu, Gr. *Problems to be solved in connection with the continual improvement of product quality.*

INFORMATIONS

REVIEWS

DOCUMENTATION

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XVIII Nr. 4 1967

OSZTÁLYMŰSZAKI KÖNYVTÁR 1883

Optimizarea reţelelor de aeraj cu ajutorul programării dinamice

Ing. Fl. NEAGU şi
ing. Tr. NIŢESCU

Problema optimizării unui proces sau operaţii este în sine o problemă de minimizat sau de maximizat o anumită funcţie. În mod necesar, funcţia respectivă trebuie să exprime riguros legătura reală, existentă între procesul ce urmează a fi optimizat şi parametrii de care depinde acest proces.

Calcularea extremităţilor unei funcţii, cu ajutorul derivatelor, nu duce întotdeauna la rezultatul real. Astfel, pentru funcţiile discontinue (fig. 1, *a*), funcţiile nediferenţiabile (fig. 1, *b*) sau pentru funcţiile cu mai multe extremităţi (fig. 1, *c*), analiza matematică oferă de cele mai multe ori rezultate îndoielnice. Din aceste considerente pentru funcţiile cu variaţie liniară s-a creat teoria inegalităţilor liniare, iar pentru restul funcţiilor — analiza sensibilităţii.

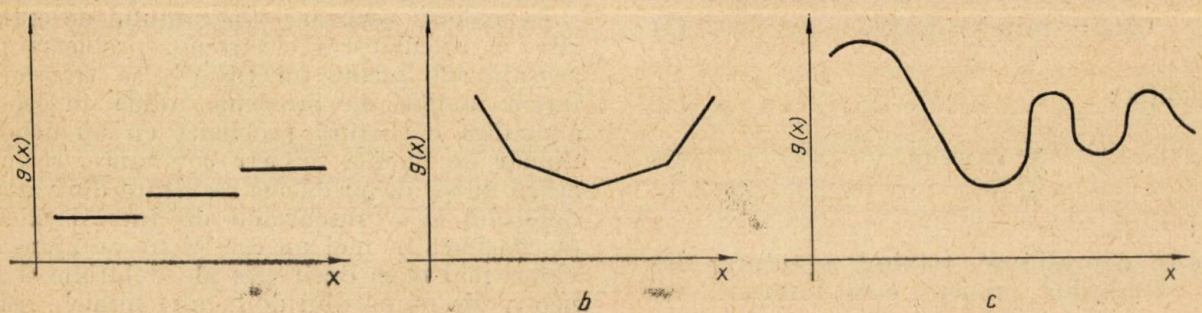
Analiza sensibilităţii urmăreşte să determine influenţa pe care o are variaţia argumentului asupra funcţiei respective. În acest caz, calculul extremităţilor cu această metodă se realizează prin încercarea tuturor combinaţiilor posibile de soluţii.

Deşi cunoscută, metoda analizei sensibilităţii n-a putut fi practic abordată, pînă în ultimii ani datorită volumului mare de calcul pe care-l comportă; ea a devenit posibil de folosit prin apariţia calculatoarelor electronice. Stabilirea extremităţilor prin metoda analizei sensibilităţii cu ajutorul calculatoarelor electronice este cunoscută astăzi sub numele de *programare dinamică*.

În cele ce urmează se va trata optimizarea reţelelor de aeraj cu ajutorul programării dinamice.

★

În principiu, după stabilirea reţelei de aeraj şi calcularea debitului total se procedează la repartiţia cantităţii de aer care intră în mină, în funcţie de producţie, muncitori etc. Cu unele excepţii, cînd apar anumite condiţii restrictive, repartiţia debitului total se face pe căi alese aleatoric, adică fără a se urmări cel mai economic traseu de repartiţie din punctul de vedere al cheltuielilor de aeraj.



b *c*

Fig. 1

Este evident că pentru a obţine cheltuieli minime, este necesar ca repartiţia debitelor să se facă de aşa natură, încît curentul cu depresiune maximă să aibă cea mai mică valoare posibilă, ceea ce se obţine în primul rînd prin reducerea lungimii traseului pe care-l urmează acest curent de depresiune maximă.

Chiar dacă se admite existența unor condiții restrictive, în ceea ce privește modul de repartiție a debitului total, problema optimizării are importanță, întrucît ne indică unde poate fi încadrat cazul nostru și cu ce consecințe, dînd astfel posibilitatea de a ocoli cazul cel mai dezavantajos.

Repartiția debitului de aer va constitui p r i m a e t a p ă de optimizare a unei rețele de aeraj.

După ce s-a repartizat debitul de aer care intră în mină, se calculează curentul de depresiune maximă, eventual prin metoda drumului critic din teoria grafelor [1].

Presupunînd că repartiția debitelor s-a făcut prin adoptarea unei soluții (indiferent dacă este optimă sau nu), există posibilitatea ca prin mărirea secțiunii lucrărilor miniere (de pe traseul de depresiune maximă), depresiunea minei să scadă în așa măsură încît economia anuală de energie electrică care se realizează să depășească valoarea amortismentului anual provenit din cheltuielile de săpare diferite ale unor lucrări miniere cu profile diferite.

Căutarea unei asemenea soluții va constitui a d o u a e t a p ă a optimizării unei scheme de aeraj.

Prima etapă de optimizare a unei scheme de aeraj

Pentru optimizarea repartiției debitului cu ajutorul programării dinamice [2] se impune ca debitul total intrat în mină să se repartizeze astfel încît, depresiunea curenților de pe toate traseele de lucrări miniere să fie minimă. Prima condiție care trebuie realizată în acest caz este ca suma debitelor parțiale să fie egală cu debitul de aer de la intrare, adică :

$$H_n = \min_{Qi} \sum_{1}^{n} R_i Q_i^2, \qquad (1)$$

cu condiția :

$$\sum_{1}^{n} Q_i = Q, \qquad (2)$$

unde :

H este depresiunea minimă a tuturor lucrărilor miniere care formează rețeaua minei ;

R_i — rezistența aerodinamică a unei lucrări miniere ;

Q_i — debitul de aer care circulă printr-o lucrare minieră ;

Q — debitul total de aer care intră în mină.

Este evident că minimizarea se face în funcție de debit, întrucît rezistența lucrărilor miniere rămîne constantă.

Considerînd circuitul paralel din figura 2, funcția de minimizat, scrisă în ordine inversă, este :

$$H_n(Q) = \min_{Qi} \{ R_5 Q_5^2 + R_4 Q_4^2 + R_3 Q_3^2 + R_2 Q_2^2 + R_1 Q_1^2 \}, \qquad (3)$$

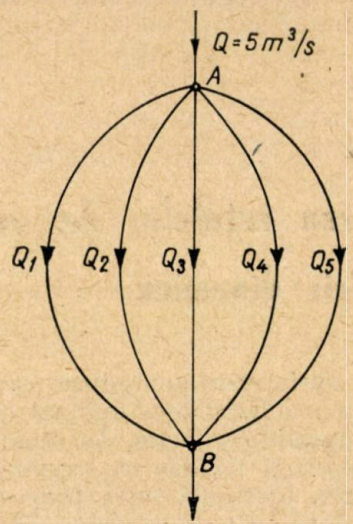


Fig. 2. Circuit paralel : $R_1 = 0{,}05$ kμ ; $R_2 = 0{,}04$ kμ ; $R_3 = 0{,}03$ kμ ; $R_4 = 0{,}05$ kμ ; $R_5 = 0{,}07$ kμ.

cu condiția :

$$\sum_{1}^{5} Q_i = Q. \qquad (4)$$

Relația (3) și condiția (4) se pot scrie în comun, astfel :

$$H_n(Q) = \min_{Q_1 + \ldots + Q_5 = Q} \{ R_5 Q_5^2 + \ldots + R_1 Q_1^2 \}. \qquad (5)$$

Pentru găsirea soluției optime, se înlocuiesc pe rînd toate combinațiile de valori posibile cu condiția ca suma lor să fie egală cu Q, reținîndu-se în final valoarea cea mai mică a lui H_i.

În vederea realizării programului de optimizare la calculatorul electronic, problema prezentată sub forma funcției (5) se transformă într-o familie de probleme adică, în loc de a analiza o singură problemă cu un debit și număr de lucrări miniere constante, se analizează un șir de probleme rezultate din variația debitului și a numărului de lucrări miniere (astfel încît în nici un caz să nu se ajungă la valori mai mari decît cele ale debitului și respectiv ale numărului de lucrări miniere reale).

În mod concret, pentru construirea șirului de funcții se folosește următoarea relație de recurență :

$$H_n(Q) = \min_{0 \leqslant Q_n \leqslant Q} \{ R_n Q_n^2 + H_{n-1}(Q - Q_n)^2 \}. \qquad (6)$$

Adică, depresiunea minimă de ordinul n (mărimea ordinului fiind dată de numărul lucrărilor miniere) este egală cu cea mai mică valoare a sumei realizată între depresiunea lucrării miniere de ordinul n și a depresiunii

minime a celorlalte $n-1$ lucrări miniere, atunci cînd variază debitul Q_n, cu condiția ca debitul Q_n care circulă pe a n^a lucrare să nu depășească valoarea momentană a debitului Q.

Diferența între două valori discrete succesive ale debitului $(Q_i - Q_{i-1})$ constituie pasul șirului de funcții și el depinde de ordinul de mărime al debitelor parțiale (putînd avea valoare întreagă, valoare zecimală etc.).

$$
\begin{aligned}
H_5(0) &= 0\\
H_5(1) &= \min\{R_5 0^2 + H_4(1-0);\\
&\quad R_5 \cdot 1^2 + H_4(1-1)\} = 0{,}03\\
H_5(5) &= \min\{R_5 0^2 + H_4(5-0);\\
&\quad R_5 \cdot 1^2 + H_4(5-1);\ R_5 \cdot 2^2 +\\
&\quad + H_4(5-2);\ R_5 \cdot 3^2 + H_4(5-3);\\
&\quad R_5 \cdot 4^2 + H_4(5-4);\ R_5 \cdot 5^2 +\\
&\quad + H_4(5-5)\} = 0{,}22.
\end{aligned}
\qquad (6b)
$$

Tabela 1

Q	Numărul cumulat de lucrări miniere									
	$H_1(Q)$	$Q_1(Q)$	$H_2(Q)$	$Q_2(Q)$	$H_3(Q)$	$Q_3(Q)$	$H_4(Q)$	$Q_4(Q)$	$H_5(Q)$	$Q_5(Q)$
0	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–
1	0,05	1	0,04	1	0,03	1	0,03	0	0,03	0
2	0,20	2	0,09	1	0,07	1	0,07	0	0,07	0
3	0,45	3	0,21	2	0,12	1	0,10	1	0,10	0
4	0,80	4	0,36	2	0,21	2	0,15	1	0,15	0
5	1,25	5	0,56	2	0,33	2	0,24	1	0,22	1

Șirul de funcții pentru rețeaua cu curenți paraleli din figura 2, construit cu relația de recurență (6) pentru un pas egal cu 1, este:

$$
\begin{aligned}
H_1(0) &= R_1 \cdot 0^2 = 0\\
H_1(1) &= R_1 \cdot 1^2 = 0{,}05\\
H_1(2) &= R_1 \cdot 2^2 = 0{,}20\\
H_1(3) &= R_1 \cdot 3^2 = 0{,}45\\
H_1(4) &= R_1 \cdot 4^2 = 0{,}80\\
H_1(5) &= R_1 \cdot 5^2 = 1{,}25
\end{aligned}
$$

$$
\begin{aligned}
H_2(0) &= 0\\
H_2(1) &= \min\{R_2 0^2 + H_1(1-0);\\
&\quad R_2 \cdot 1^2 + H_1(1-1)\} = 0{,}04\\
H_2(2) &= \min\{R_2 0^2 + H_1(2-0);\\
&\quad R_2 \cdot 1^2 + H_1(2-1);\ R_2 \cdot 2^2 +\\
&\quad + H_1(2-2)\} = 0{,}090\\
H_2(3) &= \min\{R_2 0^2 + H_1(3-0);\\
&\quad R_2 \cdot 1^2 + H_1(3-1);\\
&\quad R_2 \cdot 2^2 + H_1(3-2);\\
&\quad R_2 \cdot 3^2 + H_1(3-3)\} = 0{,}21\\
H_2(5) &= \min\{R_2 0^2 + H_1(5-0);\\
&\quad R_2 \cdot 1^2 + H_1(5-1);\\
&\quad R_2 \cdot 2^2 + H_1(5-2);\ R_2 \cdot 3^2 +\\
&\quad + H_1(5-3);\ R_2 \cdot 4^2 + H_1(5-4);\\
&\quad R_2 \cdot 5^2 + H_1(5-5)\} = 0{,}56
\end{aligned}
\qquad (6a)
$$

Valorile funcțiilor, precum și ale debitelor care minimizează funcțiile, sînt redate sintetic în tabela 1.

Pentru determinarea debitelor parțiale care dau depresiune totală minimă, se procedează astfel:

— debitul total Q fiind de 5 m³/s, iar lucrările miniere din schema de aeraj fiind în număr de cinci, la intersecția lor se găsește debitul parțial optim $Q_5(5) = 1$ m³/s.

— din debitul $Q = 5$ m³/s se scade $Q_5(5)$ rezultînd că debitul care urmează a fi repartizat pe primele patru lucrări miniere este de 4 m³/s. La intersecția lui $Q = 4$ cu coloana 4, se găsește $Q_4(4) = 1$ m³/s.

În același mod se determină și:

$$Q_3(3) = 1 \text{ m}^3/\text{s};\ Q_2(2) = 1 \text{ m}^3/\text{s};$$
$$Q_1(1) = 1 \text{ m}^3/\text{s}.$$

Atît calcularea șirului de funcții, cît și explorarea și redarea soluției optime, sînt executate de către calculatorul electronic într-un timp relativ scurt.

Optimizarea schemei de aeraj de tipul celei din figura 2 constituie un caz rar întîlnit, deoarece reprezintă un caz particular al schemelor de aeraj cu caracter general.

Pentru ca o schemă de aeraj să devină generală, este necesar să asimileze legile de circulație a curenților de aer prin lucrările miniere.

Examinînd circuitul diagonal din figura 3, se observă următoarele:

— debitul Q trebuie să fie egal cu suma debitelor Q_1 și Q_2;

— debitul Q_2 trebuie să fie egal cu suma debitelor Q_3 și Q_4;

— debitul Q_5 trebuie să fie egal cu suma debitelor Q_1 și Q_3.

Analizînd problema sub noul ei aspect, se ajunge la concluzia că funcţia care urmează a fi minimizată rămîne aceeaşi; ceea ce se schimbă în mod radical sînt condiţiile pe care

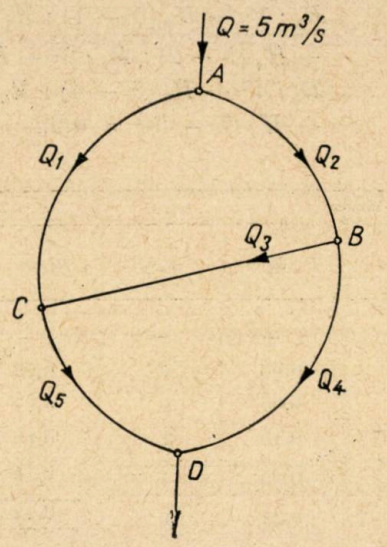


Fig. 3. Circuit diagonal: $R_1 = 0{,}05$ kμ; $R_2 = 0{,}04$ kμ; $R_3 = 0{,}03$ kμ; $R_4 = 0{,}05$ kμ; $R_5 = 0{,}07$ kμ.

trebuie să le respecte optimizarea. Aşa cum este şi firesc, aceste condiţii provin din respectarea legilor de circulaţie a curenţilor de aer, legi care în cazul considerat au următoarea formulare:

$$\begin{aligned} Q &= Q_1 + Q_2; \\ Q_2 &= Q_3 + Q_4; \\ Q_5 &= Q_1 + Q_3; \end{aligned} \tag{7}$$

sau încă:

$$\begin{aligned} Q_2 &= Q - Q_1; \\ Q_4 &= Q_2 - Q_3; \\ Q_5 &= Q_1 + Q_3, \end{aligned} \tag{8}$$

Întrucît sînt cinci necunoscute şi numai trei ecuaţii, problema este dublu nedeterminată.

Pentru localizarea soluţiei care corespunde optimalizării, este necesar să se cerceteze valorile funcţiei (3) pentru toate perechile de combinaţii posibile ale debitelor Q_1 şi Q_3. În cazul considerat sînt posibile perechile de valori din tabela 2.

Tabela 2

Q_1	0					1				2				3			4		5
Q_3	1	2	3	4	5	1	2	3	4	0	1	2	3	0	1	2	0	1	0

De aici rezultă că debitele Q_1 şi Q_3 trebuie să respecte următoarea condiţie:

$$Q_1 + [Q_3]_{max} = Q, \tag{9}$$

condiţie ce provine din legea de distribuţie a curenţilor. Astfel, debitul Q_3 poate fi cel mult egal cu Q_2, însă $Q_1 + Q_2$ este întotdeauna egal cu Q.

Cu aceste observaţii formularea problemei se poate considera completă:

$$H(Q) = \min\{R_1 Q_1^2 + R_2 Q_2^2 + R_3 Q_3^2 + R_4 Q_4^2 + R_5 Q_5^2\} \tag{10}$$

cu condiţiile:

$$\begin{aligned} Q_1 &\leqslant Q \\ Q_2 &= Q - Q_1 \\ Q_3 &\leqslant Q_2 \\ Q_4 &= Q_2 - Q_3 \\ Q_5 &= Q_1 + Q_3. \end{aligned} \tag{11}$$

Se observă clar că rezolvarea problemei cu ajutorul relaţiei de recurenţa (6) duce la rezultate eronate, deoarece determinarea repartiţiei optime a debitelor în nodul A şi continuarea minimizării cu alte noduri, însă cu aceste valori (din nodul A) ne îndepărtează de soluţia reală. Aceasta, deoarece la repartiţia optimă din nodul A, nu se au în vedere şi consecinţele circulaţiei obligatorii a debitului Q_1, prin lucrarea minieră $C-D$ ş.a.m.d.

În consecinţă, pentru rezolvarea problemei, trebuie calculate toate valorile posibile complete ale relaţiei (10), reţinîndu-se în final valoarea minimă împreună cu valorile optime ale debitelor parţiale.

Debitele variabile Q_1 şi Q_3, luînd valorile posibile din tabela 2 cu ajutorul ecuaţiilor (8), se obţin debitele Q_2, Q_4 şi Q_5, iar cu fiecare cvintet de valori ale debitelor parţiale se calculează valoarea funcţiei:

$$H = \sum_1^5 R_i Q_i^2. \tag{11a}$$

Rezultatele calculelor sînt trecute în tabela 3.

Din prima parte a tabelei se constată că cea mai mică valoare a lui H se obţine pentru următoarele valori ale debitelor parţiale: $Q_1 = 2$; $Q_2 = 3$; $Q_3 = 0$; $Q_4 = 3$; $Q_5 = 2$. Din partea a doua a tabelei se observă că valorile de mai sus sînt chiar cele optime, deoarece depresiunea cea mai mare a tuturor curenţilor de aeraj posibili (în cazul considerat există trei curenţi de aer şi anume: $A-C-D$; $A-B-C-D$ şi $A-B-D$) are valoarea cea mai mică.

Determinarea soluţiei optime cu această metodă este destul de laborioasă. Presupunînd cazul unei mine care are 50 de intersecţii de lucrări miniere şi un debit care urmează a fi distribuit de 50 m³/s, numărul de evaluări ale depresiunii totale este enorm, încît rezolvarea optimizării prin calcul obişnuit nu are o efi-

Tabela 3

Q_1	Q_2	Q_3	Q_4	Q_5	$H = \sum_1^5 R_i Q_i^2$	$H_I = R_1 Q_1^2 + R_5 Q_5^2$	$H_{II} = R_2 Q_2^2 + R_3 Q_3^2 + R_5 Q_5^2$	$H_{III} + R_2 Q_2^2 + R_4 Q_4^2$	Depresiunea maximă
0	5	0	5	0	2,25	—	—	2,25	2,25
		1	4	1	1,90	—	1,10	1,05	1,10
		2	3	2	1,85	—	1,40	1,45	1,45
		3	2	3	2,10	—	1,90	1,20	1,90
		4	1	4	2,65	—	2,60	1,05	2,60
		5	0	5	3,50	—	3,50	—	3,50
1	4	0	4	1	1,56	0,12	—	1,44	1,44
		1	3	2	1,45	0,33	0,95	1,09	1,09
		2	2	3	1,64	0,68	1,29	0,84	1,29
		3	1	4	2,13	1,17	2,03	0,69	2,03
		4	0	5	2,92	1,80	2,87	—	2,87
2	3	0	3	2	1,29	0,48	—	0,81	0,81
		1	2	3	1,42	0,83	1,02	0,99	1,02
		2	1	3	1,75	1,32	1,60	0,41	1,60
		3	0	5	2,58	1,95	2,38	—	2,38
3	2	0	2	3	1,54	1,08	—	0,36	1,08
		1	1	4	1,81	1,57	1,31	0,21	1,57
		2	0	5	2,48	2,20	2,03	—	2,20
4	1	0	1	4	2,01	1,92	—	0,09	1,92
		1	0	5	2,62	1,95	1,82	—	1,95
5	0	0	0	5	3,00	3,00	—	—	3,00

cienţă certă, ea devenind sigură şi avantajoasă numai prin folosirea calculatorului electronic.

Transpunerea problemei într-un program pentru calculator se face prin intermediul unei scheme logice care reprezintă de fapt algoritmul problemei.

Urmărind schema logică din figura 4 se observă, cu excepţia primelor două blocuri numite de „iniţializare", că blocul nr. 3 reprezintă calcularea valorii $R_1 \cdot Q_1^2$, rezultatul depunîndu-se într-o adresă de lucru α. În blocul de calcul nr. 4, în funcţie de valoarea Q_1, se calculează debitul parţial Q_2 care se depune, într-o adresă Q_2 rezervată pe tot parcursul rezolvării problemei valorilor variabile ale acestei mărimi. Cu valoarea lui Q_2 se calculează produsul $R_2 Q_2^2$ care se adaugă la valoarea α (adică la $R_1 Q_1^2$), rezultatul depunîndu-se, atît în adresa cunoscută α, cît şi într-o altă adresă β, care păstrează suma primelor două produse (blocul nr. 5).

În afară de Q_1, Q_3 este a doua variabilă nedeterminată. Aşa cum se observă din tabela 3, această variabilă ia toate valorile discrete din intervalul $[0, Q_2]$; această situaţie explică necesitatea existenţei blocului de iniţializare nr. 6 (adică se anulează variabila Q_3).

Cu valoarea Q_3 se calculează produsul $R_3 Q_3^2$ care se însumează la rezultatul parţial aflat în adresa β şi se depune în adresa de lucru α (blocul de calcul nr. 7). În mod succesiv se calculează Q_4 şi $R_4 Q_4^2$ şi Q_5 respectiv $R_5 Q_5^2$ care se adună de fiecare dată la valoarea momentană din adresa α, depunînd rezultatul tot în α (blocurile de calcul nr. 8, 9, 10, 11). În acest fel în adresa α s-a obţinut expresia finală $\sum_1^5 R_i Q_i^2$, corespunzătoare unei perechi de valori ale variabilelor Q_1 şi Q_3. Rezultatul din adresa α se compară cu valoarea găsită în adresa H, unde se păstrează cea mai mică valoare a depresiunii totale pînă în acel moment (blocul de decizie nr. 12): dacă $\alpha < H$, atunci în adresa H se depune noua valoare α, înregistrîndu-se totodată în adresele $\gamma_1, \ldots, \gamma_5$,

valorile debitelor parțiale $Q_1, \ldots Q_5$ care corespund noii valori minime (blocul nr. 13). Pentru cazul în care $\alpha > H$, se sare peste

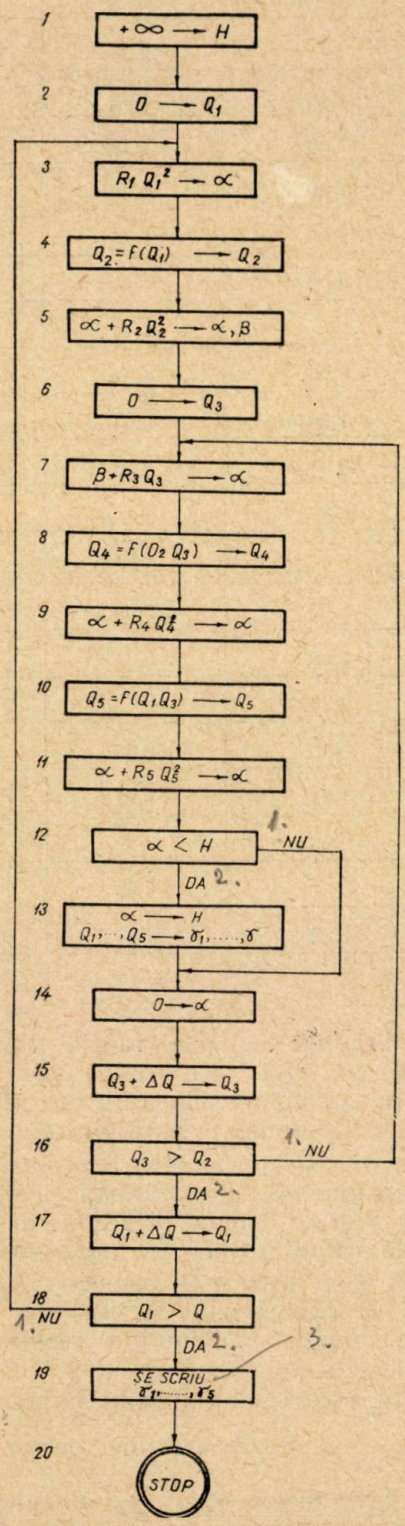


Fig. 4. Schema logică pentru optimizarea circuitului diagonal din figura 3.

blocul nr. 13. După comparare, valoarea α își pierde valabilitatea, deoarece se trece la un alt rînd de soluții ale debitelor parțiale; din această cauză se anulează valoarea existentă (blocul de inițializare nr. 14). Noul șir de soluții se obține prin modificarea variabilei Q_3 (ca urmare a creșterii ei cu un pas), păstrînd valorile debitelor Q_1 și respectiv Q_2 nealterate (blocul de modificare nr. 15). Întrucît trebuie respectată condiția $Q_3 \leqslant Q_2$, în blocul de decizie nr. 16 se compară aceste două valori: dacă $Q_3 \leqslant Q_2$ operațiile se reiau de la suma $R_1Q_1^2 + R_2Q_2^2$ care se găsește depusă în adresa β, adică de la blocul nr. 7; în caz contrar se trece la modificarea variabilei Q_1 (blocul de modificare nr. 17), care trebuie să îndeplinească condiția $Q_1 \leqslant Q$ (blocul de decizie nr. 18). Dacă Q_1 n-a atins valoarea Q, calculele se reiau de la început adică cu produsul R_1Q_1 (blocul de calcul nr. 3), urmînd ca pentru o singură valoare a lui Q_1 să se parcurgă toate valorile posibile ale lui Q_3, de la 0 la Q_2, obținîndu-se astfel explorarea valorilor funcției H pentru toate cvintetele de soluții din tabela 3. În cazul că s-au parcurs toate valorile posibile ale lui Q_1 și deci Q_1 începe să devină mai mare ca Q, nu rămîne decît să se dispună de ordinul prin care calculatorul să scrie valorile debitelor parțiale, pentru care depresiunea totală are valoarea cea mai mică, adică soluția optimă (blocul nr. 19).

Printr-o mică modificare se poate obliga calculatorul să redea veridic prima parte a tabelei 3.

Acest fapt are o importanță deosebită deoarece determinarea valorilor optime ale debitelor parțiale este lipsită de sens din punct de vedere practic atunci cînd se impune, spre exemplu, realizarea unei anume calități a producției; în acest caz cunoașterea intervalului valorilor mici ale depresiunii din vecinătatea punctului optim devine interesant, deoarece permite ocolirea cazurilor nefavorabile.

Este interesant de constatat că în unele țări a început practicarea planificării producției pe panouri cu ajutorul calculatoarelor electronice [3]. Cu timpul această problemă va crește în complexitate urmînd ca, începînd cu o anumită perioadă, să fie luate în considerare și cheltuielile de aeraj; în acest caz metoda de mai sus ar putea constitui un punct rezolvat încă de pe acum.

A doua etapă de optimizare a unei scheme de aeraj

În general, după repartizarea debitelor pe diferite trasee de lucrări miniere urmează determinarea curentului de maximă depresiune care, împreună cu debitul total al minei, constituie parametri de dimensionare ai instalației de aeraj.

Sînt cazuri destul de frecvente cînd în schema de aeraj a unei mine, există lucrări miniere care nu sînt necesare pentru transportul uti-

lului sau sterilului, în care caz profilele acestor lucrări sînt impuse numai de necesităţile de aerisire a unor locuri de muncă. Tendinţa care predomină în practică este de a săpa aceste lucrări la un profil cît mai redus, avînd drept justificare faptul că prin reducerea secţiunii se reduce şi volumul de investiţii aferente aerajului minier. Totuşi, sînt cazuri în care este posibil ca diferenţa de amortisment provenit din săparea unei lucrări la o secţiune mărită să fie acoperită de economia anuală la energie electrică rezultată ca urmare a reducerii depresiunii totale a minei şi deci a puterii instalate în staţia de ventilatoare.

De asemenea, sînt cazuri cînd în scheletul minei există şi lucrări miniere nesusţinute. Şi în acest caz este posibil ca acoperirea asperităţilor pereţilor lucrării miniere nesusţinute, cu un strat de beton torcretat, să devină o operaţie eficientă din punct de vedere economic, datorită micşorării substanţiale a coeficientului de rezistenţă aerodinamică şi implicit a depresiunii lucrării miniere respective.

Pentru rezolvarea completă a acestei probleme este necesar să se examineze toate lucrările din curentul de maximă depresiune încercîndu-se, atît modificarea secţiunii, cît şi modificarea coeficientului de rezistenţă aerodinamică pentru fiecare lucrare în parte, reţinîndu-se în final acele valori ale secţiunii şi coeficientului de rezistenţă aerodinamică care prezintă eficacitate economică.

Procedînd în acest mod, în cazul unei scheme de aeraj la care curentul de maximă depresiune înserează mai multe zeci de lucrări miniere grupate în peste zece tipuri (galerii simple nesusţinute, galerii duble nesusţinute, galerii simple susţinute, galerii duble susţinute, suitori susţinuţi etc.), fiecare tip de lucrare avînd 5—10 profile tipizate, problema în sine comportă multe calcule şi un efort deosebit, încît rezolvarea ei cu posibilităţile obişnuite este anevoioasă şi costisitoare, rezolvarea problemei putîndu-se face în mod eficient numai cu ajutorul calculatorului electronic.

Determinarea celor mai economice secţiuni şi tipuri de susţinere a lucrărilor miniere din curentul de maximă depresiune, constituie cea de-a doua etapă de optimizare a unei scheme de aeraj.

În vederea construirii funcţiei de eficienţă este important de notat că enunţarea problemei va cuprinde pe de o parte cheltuielile anuale de amortisment ΔS, provenite din diferenţa săpării lucrărilor miniere respective, la o secţiune mai mare şi corespunzător din adoptarea unui nou tip de susţinere, iar pe de altă parte, economiile anuale la energie elctrică ΔP, provenite din micşorarea depresiunii totale a minei ca o consecinţă a creşterii secţiunii şi a micşorării coeficientului de rezistenţă aerodinamică a unor lucrări miniere situate pe traseul curentului de maximă depresiune.

Observînd că din numărul total al lucrărilor miniere numai o parte duc la eficienţa economică prin modificarea secţiunii sau a tipului de susţinere, ecuaţia de eficienţă are structura următoare :

$$E = \sum_{1}^{n'} \Delta E_i = \sum_{1}^{n'} (\Delta P - \Delta S_i). \qquad (12)$$

Întrucît săparea lucrărilor miniere la o secţiune mărită şi îmbunătăţirea tipului de susţinere au drept consecinţă o întreţinere mai pretenţioasă şi o creştere a duratei de execuţie, se impune afectarea unei ponderi mărimii ΔS_i din relaţia (12). În această nouă situaţie urmează a fi reţinute acele modificări care duc la o economie anuală de energie elctrică mai mare decît amortismentul anual datorat modificărilor respective, majorat cu un coeficient supraunitar, relaţia (12) devenind :

$$E = \sum_{1}^{n'} (\Delta P_i - K_s \, \Delta S_i). \qquad (13)$$

Cheltuielile absorbite de consumul anual de energie electrică a unei instalaţii de ventilaţie sînt date de relaţia :

$$P = \frac{Q_v H_v}{102 \, \eta_v} n_0 \, n_z \, C_e, \qquad (13a)$$

în care :

Q_v este debitul ventilatorului ;
H_v — depresiunea ventilatorului ;
η_v — randamentul ventilatorului ;
n_o — numărul orelor de funcţionare pe zi ;
n_z — numărul zilelor de funcţionare pe an ;
C_e — costul unitar al energiei electrice.

În eventualitatea micşorării depresiunii ventilatorului, economia anuală care se obţine este :

$$\Delta P = \frac{Q_v \, \Delta \, H_v}{102 \, \eta_v} n_o \, n_z \, C_e. \qquad (14)$$

În mod concret, pentru cazul în studiu, interesează numai micşorările de depresiune aduse de modificările secţiunii şi coeficientului de rezistenţă aerodinamică a lucrărilor miniere din curentul de depresiune maximă. Cu această observaţie relaţia (14) devine :

$$\Delta P = \frac{Q_v \cdot n_o \cdot n_z \cdot C_e}{102 \, \eta_v} \sum_{1}^{n'} \Delta h_i. \qquad (15)$$

Cum :

$$h = \alpha \frac{L \cdot P \cdot Q^2}{S^3}, \qquad (15a)$$

în care :

α este coeficientul de rezistenţă aerodinamică ;
L — lungimea lucrării miniere ;
P — perimetrul lucrării miniere ;
S — secţiunea lucrării miniere ;

Q — debitul de aer care circulă prin lucrarea minieră; formula de mai sus se mai poate scrie și sub forma aproximativă :

$$h = \alpha \frac{Q L^2}{S^{5/2}}. \qquad (15b)$$

Prin diferențiere rezultă :

$$\Delta h = \frac{4 L Q^2}{S^{5/2}} \Delta\alpha - \frac{10 \cdot L \cdot Q^2}{S^{7/2}} \Delta S, \qquad (15c)$$

relație care permite obținerea formei finale :

$$P = \frac{Q_v \cdot n_o \cdot n_z \cdot C_e}{102\,\eta_v} \sum_1^{n'} \left[\frac{4 L_i Q_i^2}{S_i^{5/2}} \Delta\alpha_i - \frac{10\,\alpha_i L_i Q_i^2}{S_i^{7/2}} \Delta S_i \right]. \qquad (16)$$

Cheltuielile suplimentare, provenite din creșterea amortismentului anual datorată măririi profilului de săpare sau modificării tipului de susținere, sînt date de relația :

$$S = L\,(C^m - C^i)\,C_a\,, \qquad (16a)$$

în care :

C^m este costul unitar al lucrării miniere în situația modificată ;

C^i — costul unitar al lucrării miniere în situația inițială ;

C_a — cota anuală de amortisment.

Cu aceste detalii, expresia finală a funcției de eficiență este :

$$E = \sum_1^{n'} \left\{ K_e \left(\frac{4 L_i Q_i^2}{S_i^{5/2}} \Delta\alpha_i - \frac{10\,\alpha_i L_i Q_i^2}{S_i^{7/2}} \Delta S_i \right) - K_s \left[L_i \left(C_i^m - C_i^i \right) C_a \right] \right\} \qquad (17)$$

în care :

$$K = \frac{Q_v \cdot n_o \cdot n_z \cdot C_e}{102\,\eta_v}. \qquad (17a)$$

Mai sus s-a amintit posibilitatea ca curentul de maximă depresiune să înserieze mai multe tipuri de lucrări miniere cum ar fi, de exemplu, puțuri, galerii simple, galerii duble, plane înclinate, suitori etc.

În acest caz, memoria calculatorului cu costurile unitare trebuie organizată pe baza unui cod în care fiecare tip de lucrare să aibă un simbol propriu, iar în cadrul fiecărui tip de lucrare, să existe toate costurile profilelor tipizate, împreună cu secțiunile și coeficienții de rezistență aerodinamică care le corespund.

În principiu, fiecare lucrare minieră va avea o fișă în care va trebui să existe : tipul lucrării în codul stabilit, lungimea lucrării, debitul de aer care circulă prin lucrarea respectivă, secțiunea, coeficientul de rezistență aerodinamică și costul unitar al lucrării miniere. Fișele vor fi așazate în ordinea scurgerii curentului de aer prin lucrările miniere, pe care acestea le reprezintă.

În mod orientativ, algoritmul calculatorului electronic va consta din următoarele :

— se citește din prima fișă a primei lucrări miniere numărul de cod care reprezintă tipul lucrării miniere ;

— se conectează porțiunea din memorie care reprezintă grupul de lucrări miniere tipizate corespunzător numărului de cod citit ;

— la același coeficient de rezistență aerodinamică se depistează proxima lucrare minieră cu secțiunea superioară secțiuni inițiale din fișă, reținîndu-se totodată și costul unitar corespunzător ;

— se introduc noile valori în formula de eficiență (17) cu $\Delta\alpha = 0$ și se decide dacă valoarea obținută este pozitivă (deci sînt posibile economii), se reține atît această valoare, cît și noua secțiune a lucrării miniere ; în caz contrar nu se reține nici o valoare și se trece la secțiunea următoare din memorie. În cazul cînd noua secțiune duce la o eficiență mai mare decît cea anterioară, se reține această ultimă valoare împreună cu secțiunea lucrării care a generat eficiența ș.a.m.d. ;

— după parcurgerea tuturor lucrărilor de secțiuni diferite însă de același tip de susținere (adică cu același coeficient de rezistență aerodinamică), se trece la un nou tip de susținere, avînd α inferior celui anterior (spre exemplu de la susținerea în lemn se trece la susținerea în beton sau de la lucrări nesusținute la lucrări torcretate etc.) ;

— din nou se parcurge memoria începînd cu secțiunea imediat superioară celei inițiale ;

— se introduc noile valori în funcție de eficiență, însă de această dată avînd $\Delta\alpha \neq 0$ și se reține secțiunea cu coeficientul de rezistență aerodinamică care a generat o valoare a economiilor superioară celei înregistrate anterior din etapa cînd $\Delta\alpha = 0$;

— în acest mod se parcurg toate profilele tipizate, aparținînd tipului de lucrare respectiv ș.a.m.d. ;

— se trece la o nouă lucrare minieră din curentul de maximă depresiune și în continuare pînă la epuizarea lor ;

— se dispune calculatorului să redea, pentru toate lucrările, secțiunile și coeficienții de rezistență aerodinamică care au fost memorați și care reprezintă valorile optime căutate.

Există posibilitatea ca tot micșorînd depresiunea curentului de maximă depresiune să se ajungă la valoarea depresiunii unui alt curent de aer ; în acest caz de la valoarea comună a celor doi curenți optimizarea ar urma să se

facă în mod paralel, ceea ce imprimă un caracter mai complex algoritmului ce urmează a fi executat de calculatorul electronic, însă fără a micșora posibilitatea de rezolvare a optimizării problemei cu ajutorul calculatorului electronic.

Concluzii

În ultimul timp, metoda programării dinamice s-a extins în numeroase ramuri industriale, pentru rezolvarea unor probleme de optimizare avînd drept consecințe obținerea unor economii substanțiale. În lucrarea de față s-a aplicat programarea dinamică pentru optimizarea rețelelor de aeraj minier, modificînd și adaptînd metoda clasică. Acest exemplu denotă existența posibilităților de aplicare a programării dinamice și în domeniul mineritului.

BIBLIOGRAFIE

[1] Neagu, Fl. și Nițescu, Tr. *Rezolvarea unor probleme de aeraj minier cu ajutorul teoriei grafelor.* Revista Minelor, nr. 3, 1966.

[2] Bellman, R. și Dreyfus, S. *Applied dynamic programming.* Princeton University Press, 1962.

[3] * * * *Cercetarea operațională în minerit în continentul Nord American.* Referat prezentat la cel de-al IV-lea Congres internațional minier.

AUTOMATIZARE

Automatizarea acționării instalațiilor multicablu cu un vas, prevăzute cu motor de curent continuu alimentat prin convertizoare statice de curent

Dr. ing. P.C. ȚEPELUȘ

În articolul de față se prezintă, pe baza literaturii de specialitate, a studiilor efectuate de autor și a realizărilor tehnicii noi, formulele de calcul al parametrilor sistemului de acționare a instalației de extracție minieră cu un vas de capacitate normală *), sistem compus din motorul de curent continuu și convertizoarele statice de curent. De asemenea, se arată considerentele tehnico-economice care determină alegerea variantei corespunzătoare a sistemului de acționare.

Constructiv, convertizoarele statice de curent sînt de două tipuri: excitronul și ignitronul. Ambele tipuri în execuțiile moderne reprezintă tuburi redresoare monoanodice cu catozi de mercur montate în cuve metalice sudate. Ignitronul prezintă următoarele avantaje față de excitron: gabarite mai mici, practic este lipsit de inerție, are o stabilitate electrică mai mare și o probabilitate mai mică de aprinderi inverse. Dezavantajul principal al ignitroanelor constă în termenul mai redus de funcționare al igniterului, fapt pentru care acest tip de convertizor are o utilizare mai redusă. Perfecționarea constructivă a igniterului (în special a materialului din care este confecționat), va crea posibilități mult mai mari de utilizare în viitor a acestui tip de redresor. Excitroanele au o utilizare mai mare în Europa, iar în S.U.A. o răspîndire mai largă o au ignitroanele. Fabricile furnizoare din Europa apuseană (BBV, SSW, MV, ASEA) și S.U.A., precum și cele din U.R.S.S. livrează instalații de extracție acționate cu motoare de curent continuu, alimentate prin convertizoare statice, a căror putere instalată variază între 200 și 4 000 kW. În ultimul timp au fost realizate convertizoare statice, construite din semiconductoare din siliciu comandate (tiristoare) pentru intensități de curent pînă la 1 200 A. Tiristoarele au început să ia locul excitroanelor și ignitroanelor și într-un viitor apropiat vor avea o largă utilizare în construcția sistemelor de acționare electrică a diferitelor instalații industriale.

Printre avantajele suplimentare mai importante pe care le prezintă tiristoarele, comparativ cu redresorul cu vapori de mercur comandați și ignitroanele, menționăm: gabarite foarte reduse, greutate mult mai mică, randament superior ca urmare a căderii mici de tensiune în arc (cîțiva volți) și o rapiditate mai mare de acționare. Utilizarea mai ponderată în prezent a tiristoarelor este cauzată de producerea lor în cantități insuficiente, mai ales pentru intensități de curenți mari și de prețul lor relativ ridicat, deficiențe vremelnice care vor fi eliminate treptat prin perfecționarea tehnologiei de fabricație. Deoarece sistemele de acționare cu motor de curent continuu alimentat

*) Prin capacitatea normală a vasului se înțelege capacitatea necesară pentru asigurarea unei productivități date în cazul unei instalații de extracție cu două vase.

prin redresoare cu vapori de mercur (sistemul RMC-M) şi cu tiristoare (sistemul SC-M) au acelaşi principiu de funcţionare, în cele de mai jos se vor face distincţii între ele numai în cazuri cu totul specifice.

1. Îndeplinirea condiţiilor impuse de cinematica şi dinamica instalaţiei de extracţie minieră

În elucidarea acestei probleme în lucrarea de faţă se va opera cu parametrii generali adimensionali ai instalaţiilor de extracţie, factorul de viteză α şi constata regimului dinamic c, parametri care permit elaborarea de formule unitare şi punerea în evidenţă a esenţei fenomenelor care au loc*).

Parametrii care ne edifică în ce măsură sistemul de acţionare respectiv satisface condiţiile impuse de cinematica instalaţiei de extracţie se pot determina [10] şi [13] după formulele:

Viteza:

$$V = \alpha \sqrt{\frac{c}{\mu}} \sqrt{H} = (1 + xc) \sqrt{\frac{c}{\mu}} \sqrt{H}, \text{ m/s.} \quad (1)$$

Acceleraţia:

$$a_{max} = \frac{\alpha^2}{\alpha - 1} \cdot \frac{H}{T^2} \tau = \frac{\alpha^2}{\alpha - 1} \cdot \frac{c}{\mu} \tau = \frac{(1+xc)^2 \tau}{x\mu}, \text{ m/s}^2. \quad (2)$$

Şocul:

$$e = \frac{da}{dt} = \frac{d^2 v}{dt^2} = \frac{d^3 h}{dt^3}, \quad (3)$$

respectiv:

$$e_{max} = \frac{\alpha^2}{\alpha - 1} \cdot \frac{H}{T^2} \cdot \frac{\tau}{t_c} = \frac{\alpha^3}{(\alpha-1)^2} \cdot \frac{H}{T^3} \cdot \frac{\tau}{\tau_t} =$$

$$= 11 \frac{\alpha^3}{(\alpha - 1)^2} \cdot \frac{|H|}{T^3}, \text{ m/s}^3. \quad (3a)$$

Durata unei curse:

$$T = \sqrt{\frac{\mu}{C}} \sqrt{H} \text{ — pentru diagrame de viteze cu 3, 4, 5 şi 6 perioade, s.} \quad (4)$$

Puterea motorului de acţionare:

$$P = \frac{F_e \cdot V}{\eta_r \cdot 102} = \frac{F_e \cdot \alpha \cdot H}{\eta_r \cdot 102\, T} = \frac{f_M \cdot \alpha \cdot H}{\eta_r \cdot 102\, T} \cdot Q, \text{ kW,} \quad (5)$$

unde:

$c = \mu \frac{H}{T^2}$ este constanta regimului dinamic; (6)

x — coeficientul numeric dat în formulele (18) şi (19);

$\alpha = \frac{V}{\frac{H}{T}} = \frac{V}{V_{med}}$ este factorul de viteză; (7)

$\mu = \frac{m}{Q}$ este valoarea specifică a maselor raportată la periferia organului de înfăşurare, s²/m;

m — valoarea masei reduse la periferia organului de înfăşurare, kgf·s²/m;

$t_c = \frac{\alpha - 1}{\alpha} T_{d_c}$ — timpul de variaţie a acceleraţiei, s;

Q — valoarea sarcinii utile neechilibrate, kgf;

V — viteza maximă, m/s;

H — înălţimea extracţiei, m;

τ — coeficientul cinetic de formă a diagramei de viteze [10];

τ_t — coeficientul global de timp [10];

f_M — coeficientul de putere a forţei efective [10];

k — coeficientul de rezistenţă la deplasarea vasului pe puţ.

Valorile de proiectare ale lui k şi cele optimale ale lui α, c şi f_M din punctul de vedere tehnico-economic şi al exploatării raţionale a instalaţiilor de extracţie multicablu cu un vas de capacitate normală sînt redate în tabela 1 [10].

Tabela 1

Denumirea instalaţiei	c		k	f_M
Maşină multicablu cu un schip de capacitate normală	0,18	1,23	1,15	1,4
Maşină multicablu cu o colivie de capacitate normală	0,20	1,25	1,30	1,5

Diagrama de viteze reprezintă mărimea-program de intrare în sistemul de reglare automată a instalaţiei de extracţie şi determină regimul dinamic al acesteia. De aceea, este indicat să se acorde atenţia cuvenită alegerii diagramei de viteze. Deşi diagrama-program de viteze, în cazul variaţiei liniare a vitezei, are valori preferabile ale parametrilor săi, totuşi valoarea şocului (formula 3) în acest caz este extrem de mare (teoretic infinită pentru $t_c = 0$). Asemenea valoarea a şocului are loc şi cînd viteza variază după o lege parabolică şi acceleraţia descreşte în timp. Variaţii brusce ale acceleraţiei (şoc) au loc nu numai în momentele de pornire şi oprire, ci şi în momentele de trecere de la regimul tranzitoriu în regimul de mers uniform. Şocul este un fenomen nedorit care provoacă oscilaţiile longitudinale în cabluri, iar la instalaţiile multicablu (unde încărcarea se face în cablu) poate produce alunecarea cablului pe căptuşela organului de înfăşurare. La instalaţii cu colivii el are influenţe fiziologice asupra organismului uman şi practica recomandă ca valoarea lui să nu depăşească 4,0 m/s³, iar durata variaţiei

*) Factorul de viteză α a fost introdus de către prof. V. G. Makarov, iar constanta c de către acad. M. M. Fedorov; în cele ce urmează se foloseşte forma dată lui c de către prof. dr. doc. G. Elanciк.

accelerației să nu fie mai mică de 0,5 s. Sub acțiunea sarcinii statice și a accelerației, cablurile se alungesc și vasul se abate de la nivelul de oprire prescris. De aceea, se tinde ca valoarea accelerației să nu fie prea mare și să se evite pe cît posibil șocurile.

Diagrama de viteze care permite remedierea în mare măsură a deficiențelor de mai sus și un regim de lucru mult îmbunătățit al motorului de acționare este aceea unde viteza variază în primele și ultimele momente ale perioadelor de accelerare și decelerare după o lege parabolică, iar la mijloc liniar. Ea mai este denumită și diagrama de viteze cu variația vitezei de forma integralei (fig. 1 a și 1 b). În acest caz se poate obține micșorarea momentelor de pornire *(a=o)* și a șocului de mărimi acceptabile (formula 3 a), menținînd aceleași valori pentru timpul din perioadele de accelerare și decelerare față de cele care au loc în cazul variației liniare a vitezei [6], [10], [11], [12]. Aceasta se realizează cînd $t_c = 0{,}1\ t_1$ (formula 3 a).

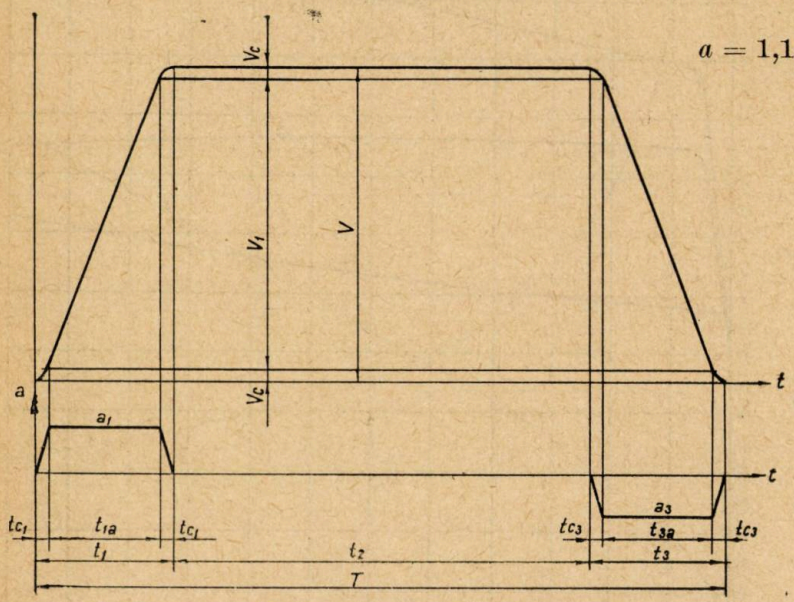


Fig. 1 *a*. Diagrama de viteze cu variația vitezei de forma integralei recomandată pentru mașina multicablu cu o colivie de capacitate normală.

Sistemele de acționare RMC-M și SC-M oferă posibilitatea unei reglări fine și sigure a vitezei și de aceea ele pot realiza orice formă de diagrame de viteze, inclusiv aceea cu variația vitezei de forma integralei (fig. 1 a și 1 b). Asemenea posibilități nu le asigură motorul asincron cu reostat de pornire cu diferite sisteme de frînare (dinamic, mecanic etc.). Excepție face varianta lui cu convertizor de frecvență în circuitul statorului sau rotorului (MACF). Această soluție necesită însă investiții inițiale mărite și prezintă performanțe tehnice inferioare, comparativ cu acelea ale sistemelor RMC-M și SC-M.

În urma studiilor efectuate de autor și în conformitate cu experiența înaintată din țările cu industrie minieră dezvoltată a rezultat că valorile optime ale parametrilor cinematici ai instalațiilor de extracție multicablu, acționate cu sistemele RMC-M și SC-M, pentru înălțimi de extracție cuprinse între 0 și 1 000 m sînt următoarele [10, 11]:

a) pentru mașina de extracție multicablu cu un schip de capacitate normală

$$V = (0{,}45 \div 0{,}4)\sqrt{H},\ \text{m/s}; \qquad (8)$$

$$a = 1{,}1 - 0{,}35\ H \cdot 10^{-3} = 1{,}1 \div 0{,}75,\ \text{m/s}; \qquad (9)$$

$$T = (2{,}7 \div 3{,}1)\sqrt{H},\ \text{s}; \qquad (10)$$

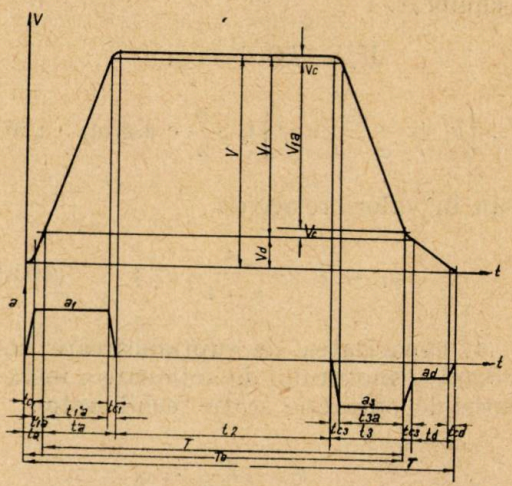


Fig. 1 b. Diagrama de viteze cu patru perioade cu variația vitezei de forma integralei recomandată pentru mașina multicablu cu un schip nebasculant de capacitate normală, acționată prin sistemele RMC-M și SC-M.

b) pentru mașina multicablu cu o colivie de capacitate normală

$$V = (0{,}42 \div 0{,}36)\sqrt{H},\ \text{m/s}; \qquad (11)$$

$$a = \frac{1}{1{,}23 + 0{,}64 \cdot H \cdot 10^{-3}} = 0{,}8 \div 0{,}53\ \text{m/s}^2; \qquad (12)$$

$$T = (3{,}0 \div 3{,}3)\sqrt{H},\ \text{s}. \qquad (13)$$

O altă condiție pe care trebuie s-o îndeplinească sistemul de acționare electrică este ca acesta să asigure regimul dinamic al instalației de extracție impus de programul de lucru prescris. În realizarea acestei probleme, în afara formulei puterii necesare a motorului de acționare, ne este utilă analiza parametrilor de mai jos, care se pot calcula după expresiile date în literatură [10, 13] și anume:

1) forța efectivă a instalațiilor static echilibrate:

$$F_e = U_v Q\ \varepsilon_\theta f_e = U_v Q \sqrt{\frac{T}{T_e}} \sqrt{k^2 + \in \frac{\alpha^2}{\alpha - 1}\, C^2} =$$

$$= U_v f_M Q,\ \text{kgf} \qquad (14)$$

2) momentul nominal necesar pe care trebuie să-l dezvolte motorul electric de acționare:

$$M_n = F_e \frac{D}{2} = f_M Q \frac{D}{2}, \text{ kgfm}; \quad (15)$$

sau în valori relative:

$$\rho_n = \frac{M_n}{Q \frac{D}{2}} = f_M. \quad (15)$$

3) momentul de pornire pe care trebuie să-l asigure motorul electric de acționare a instalației de extracție static echilibrate:

$$M_n = kQ + m \cdot a =$$

$$= \left(k + \frac{\alpha^2}{\alpha - 1} c \tau_t\right) Q \frac{D}{2}, \text{ kgfm}, \quad (16)$$

sau în valori relative:

$$\rho_P = k + \frac{\alpha^2}{\alpha - 1} \cdot c\tau_t; \quad (16\,a)$$

4) capacitatea de supraîncărcare necesară a motorului de acționare a instalației de extracție static echilibrate:

$$\lambda = \frac{M_P}{M_n} = \frac{k + \frac{\alpha^2}{\alpha - 1} \cdot c\,\tau_t}{f_M}, \quad (17)$$

în care

$\varepsilon_\theta = \sqrt{\frac{T}{T_e}}$ este coeficientul de pauză a forței efective;

U_v — coeficientul de echilibrare a sarcinii utile (egal cu 1,0 pentru instalațiile monocablu și 1/2 pentru instalațiile cu un vas și contragreutate);

D — diametrul organului de înfășurare, m;

$\in$ — coeficientul dinamic de formă a diagramei de viteze.

Valorile optime ale parametrilor regimului dinamic sînt determinate de relația optimă dintre factorul de viteză α și constanta regimului dinamic c, care are următoarea formă [10]:

— pentru instalațiile de extracție echipate cu schipuri:

$$\alpha = 1 + 1{,}25\ c; \quad (18)$$

— pentru instalațiile de extracție echipate cu colivie:

$$\alpha = 1 + 1{,}15\ c. \quad (19)$$

În figura 2, în conformitate cu formulele (1), (4), (7) (15), (16) și (17) și tabela 1 este prezentată variația lui V, T, f_M și ρ_P pentru mașina multicablu cu un schip de capacitate normală. În figura 2 se poate vedea domeniul ales pentru valoarea optimă a constantei regimului dinamic c, precum și faptul că motorul

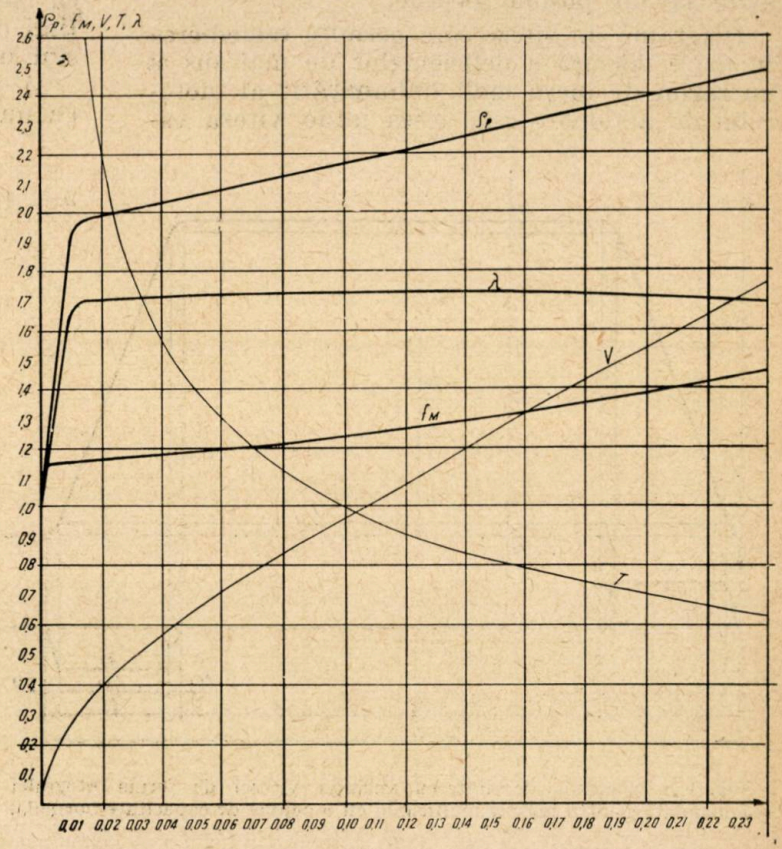


Fig. 2. Variația parametrilor f_M, ρ_P, V, T și λ în funcție de constanta regimului dinamic c al unei mașini multicablu cu un schip de capacitate normală.

de curent continuu satisface valorile cerute de dinamica instalației de extracție referitoare la momentele nominale, momentele de pornire și la capacitatea de supraîncărcare (1,65—1,75), deoarece motoarele de curent continuu sînt livrate de uzine cu o capacitate de supraîncărcare reală (de proiectare), în medie egală cu 1,85. Asemenea momente de pornire și capacitate nominale de supraîncărcare în condiții echivalente nu pot fi satisfăcute de motoarele asincrone cu pornire prin reostat, deoarece capacitatea de supraîncărcare reală a lor nu depășește 1,4—1,65. Condițiile impuse de dinamica instalației de extracție pot fi satisfăcute și de MACF, dar în acest caz intervin deficiențele lui menționate mai sus. În figura 3 se prezintă pe baza formulelor (15 a, 16 a și 17) diagrama optimă de sarcină la periferia organului de înfășurare a mașinii multicablu cu un schip de capacitate normală între curbele de descărcare, iar în figura 4 aceea a unei mașini multicablu prevăzută cu o colivie de capacitate normală [10].

Din cele de mai sus rezultă că sistemele de acționare RMC-M și SC-M satisfac condițiile impuse de cinematica și dinamica instalației de extracție cu un vas de capacitate normală, datorită performanțelor superioare care

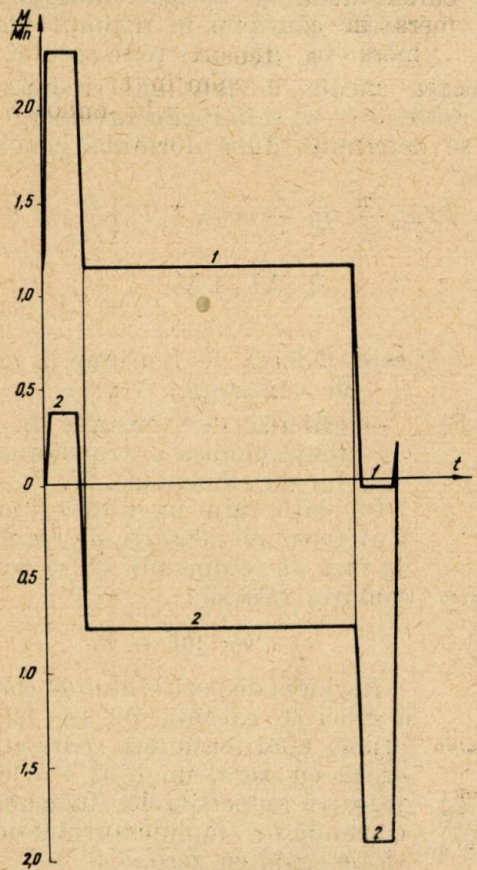


Fig. 3. Diagrama optimală de sarcină a unei mașini multicablu cu un schip de capacitate normală acționată prin sistemele RMC-M și SC-M:
1 – ridicarea sarcinii normale; *2* – ridicarea schipului gol.

le sînt caracteristice, iar relațiile de mai sus, elaborate de autor, permit să determinăm valorile optime ale parametrilor necesari.

2. Comanda automată a instalației de extracție minieră

Regimul de lucru al instalațiilor de extracție este foarte variat și impune realizarea unor condiții speciale, ca efectuarea transportului de sarcini la diferite viteze în raport cu înăltimea de extracție și asigurarea de momente mici (0,25—0,3 Mn) la viteze mici (0,25—0,5 m/s), care au loc în timpul autonivelării la orizontul prescris sau în timpul deplasării schipurilor în curbele de descărcare. Condițiile de mai sus se realizează cu ajutorul grilei de comandă (sau a electrodului de comandă la tiristoare), a convertizorului de curent care permite o reglare fină și rapidă a tensiunii și respectiv a turațiilor indusului motorului de curent continuu, indiferent de forma diagramei de viteze și momentele necesare. De asemenea, aceste sisteme de acționare au o rapiditate mare în funcționare, ca urmare a inerției mici a convertizorului (constanta de timp la excitroane nu depășește valoarea de 0,02—0,05 s). și a celorlalte elemente ale dispozitivului de reglare a grilei, a căror constante de timp nu depășește valoarea de 0,1 s. Cele de mai sus ilustrează unele avantaje importante pe care le oferă sistemele analizate față de sistemul generator-motor (G-M) și de motorul asincron cu reostat de pornire (MA).

Reglarea tensiunii la bornele indusului se realizează prin variația unghiului de aprindere ν a redresorului prin impulsul pozitiv ce se aplică la grila lor de comandă (sau la electrodul de comandă al tiristorului) după cum se va relata mai jos. Astfel, din figura 5 rezultă că diferența dintre tensiunea de intrare-program U_i, echivalentă vitezei-program V_i și ten-

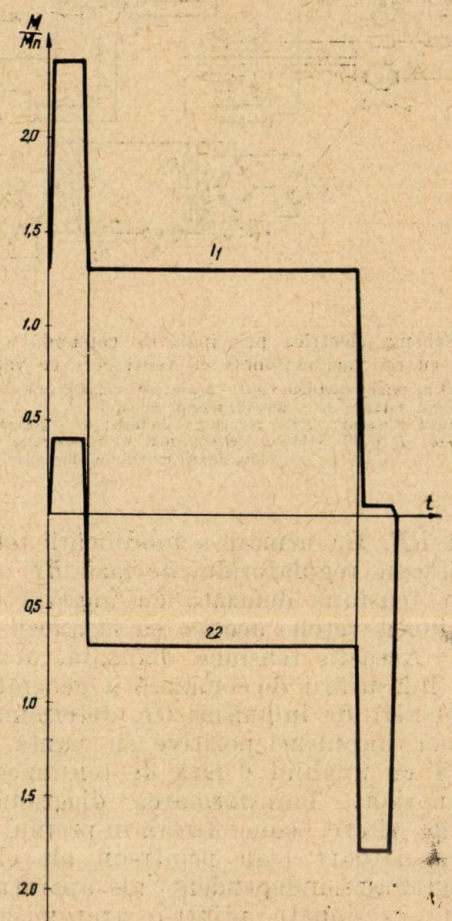


Fig. 4. Diagrama optimală de sarcină a unei mașini multicablu cu colivii de capacitate normală acționată prin sistemele RMC-M și SC-M:
1 – ridicarea sarcinii normale; *2* – ridicarea coliviei goale.

siunea U_e, corespunzătoare turației reale a motorului de curent continuu, acționează asupra înfășurării de comandă 1 a amplificatorului sumator AS (în cazul de față magnetic). Corespunzător numărului de amperspire rezultat

din înfășurarea de comandă ($aw_i - aw_e$) în înfășurarea de sarcină a amplificatorului sumator se dezvoltă un curent i_{RF} care modifică continuu valoarea componentei inductive a tensiunii înfășurării de comandă a regulatorului

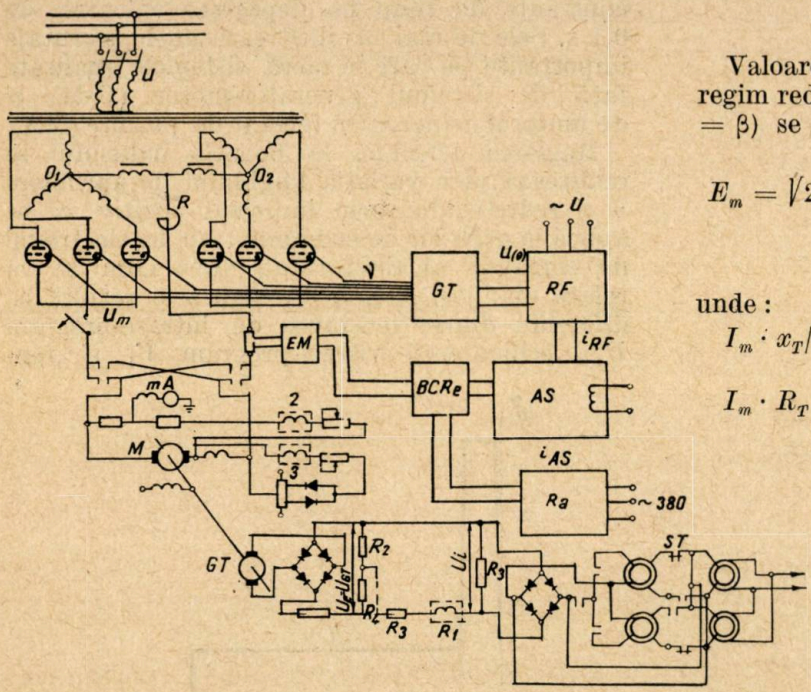


Fig. 5. Schema electrică principală de comandă a unei instalații multicablu cu un vas, acționate cu redresoare cu vapori de mercur:

M – motorul de curent continuu; *AC* – aparat de comandă cu selsine; *GT* – generator tahometric; R_e – rezervorul rapid; *AS* – amplificatorul sumator; *1, 2, 3* – înfășurările de comandă ale amplificatorului sumator; *RF* – regulatorul de fază; *GI* – generator de impulsuri; *R* – reactor de aplatizare; *B, C*, R_e – blocul de comandă al reversorului; *EM* – element de măsură a intensității curentului din indus.

de fază *RF*. Ca urmare a modificării tensiunii U_i, la ieșirea regulatorului de fază *RF* se dezvoltă o tensiune defazată cu unghiul θ față de tensiunea rețelei aceeași ca la anozii redresorului. Această tensiune defazată, acționînd asupra înfășurării de comandă a generatorului (sau bobinei) de impulsuri *GI*, determină apariția unor impulsuri pozitive cu pantă mare, defazate cu unghiul θ față de tensiunea aplicată anozilor. Transformarea diagramei-program de viteze, concretizată în profilul discurilor regulatoare (sau printr-un alt element de programare independent) ale aparatului de comandă (acționate printr-o transmisie specială de la arborele organului de înfășurare) în tensiunea program U_i se efectuează de selsinele traductoare *ST*. Mărimea de ieșire U_e este prelucrată de generatorul tahometric *GT* și ea este proporțională turației motorului. Unghiul de aprindere ν a convertizorului static în regim redresor, după cum este cunoscut, este egal cu:

$$\nu = 90° - \arccos \frac{E_m + \Delta U_a}{E_{do}}, \text{ grade,} \quad (18)$$

unde:

E_m este valoarea medie a tensiunii redresate la bornele indusului, V;

U_a – căderea de tensiune în arc, 1,5–20 V;

E_{d0} – tensiunea la bornele motorului de curent continuu în regimul ideal de mers în gol al redresorului, V.

Valoarea medie a tensiunii redresate în regim redresor ($-\nu$) și în regim invertor ($+\nu = \beta$) se determină după formula cunoscută:

$$E_m = \sqrt{2}\, E_2 \frac{m}{\pi} \sin\frac{\pi}{m} \cos\gamma \mp I_m\left(\frac{x_T}{2} + R_T\right) \mp \mp \Delta U_a, \text{ V} \quad (19)$$

unde:

$I_m \cdot x_T/2$ este căderea de tensiune în regimul de comutație, V;

$I_m \cdot R_T$ – căderea de tensiune în rezistența ohmică a transformatorului de alimentare, V.

Corelația între unghiul ν și unghiul θ al tensiunii defazate de regulatorul de fază se recomandă să se realizeze conform relației:

$$\nu = 90° - \theta. \quad (20)$$

Reglarea dispozitivului de comandă a grilei se execută în așa fel, încît atunci cînd tensiunea redresată este egală cu zero, unghiul $\nu = 90°$, iar valoarea amperspirelor înfășurării de comandă *1* a amplificatorului sumator să fie egală cu zero.

Punerea în funcțiune a motorului de curent continuu se efectuează după cum se relatează mai jos. Semnalul de punere în funcțiune a mașinii de extracție este dat, fie de releul care indică încărcarea schipului, fie prin apăsarea butonului de comandă (montat în cabina sau la rampa puțului) de către cuplator în cadrul mașinii multicablu cu o colivie. Semnalul de pornire acționează concomitent asupra releului care comandă funcționarea frînelor (în sensul de a desfrîna organul de înfășurare) și asupra releului care pune sub tensiune selsinele. Tensiunea aplicată selsinelor dă naștere în înfășurarea de comandă *1* la un curent care, prin amplificatorul sumator, acționează asupra dispozitivului de reglare a grilei redresorului. Ca urmare, în circuitul indusului se aplică tensiunea necesară rotirii motorului în sensul dorit. Semnalul de oprire a funcționării mașinii este dat de releul de oprire precisă a dispozitivului de autonivelare a vasului care întrerupe circuitul de reglare a grilei și comandă aplicarea frînelor prin releele intermediare respective. În alte scheme electrice semnalul de oprire este dat de un contactor

inductiv de fine de cursă care acţionează asemănător ca mai sus.

În ultima vreme elementele dispozitivului de reglare a grilei (generator de impulsuri, amplificator sumator, regulator de fază etc.) se construiesc pe bază de tiristoare (în S.U.A. şi U.R.S.S.), ceea ce a permis micşorarea sensibilă a constantei lor de timp.

Prin înfăşurarea de comandă a amplificatorului sumator se realizează reacţia rigidă negativă de viteză, iar numărul ei de amperspire se poate determina după relaţia :

$$aw_1 = \frac{k_{GT}\frac{30}{\pi}w_1}{\varepsilon R} = \frac{k_{GT}\frac{30}{\pi}w_1}{(R_3+R_1)\left(1+\frac{R_3+R_1}{R_2}\right)R_4} = k_v\frac{d\beta}{dt}, \text{ Asp}; \quad (21)$$

unde :

$\sum R$ este suma rezistenţelor din circuitul înfăşurării 1, Ω ;

$k_v = \frac{aw_{im}-aw_{rm}}{\left(\frac{d\beta}{dt}\right)_m}$ — coeficientul de amplificare (22) de turaţie $\frac{\text{Asp}\cdot\text{s}}{\text{rad}}$.

$\frac{d\beta}{dt}$ — viteza unghiulară maximă a motorului (22a) de curent continuu, rad/s ;

$aw_{rm} = \frac{i\,RF}{k_{AS}}$ — numărul maxim de amperspire rezultat al înfăşurării de comandă 1, Asp ;

k_{AS} — coeficientul de amplificare al amplificatorului sumator ;

$aw_{im} = k_l aw_{rm}$ — numărul maxim de amperspire determinat de tensiunea-program U_i, Asp ;

k_l — coeficientul de forţare a excitaţiei ;

k_{GT} — coeficientul de transfer de tensiune a generatorului tahometric, BS/rad.

În construcţiile moderne variaţiile de sarcină ale motorului de curent continuu, determinate de gradul de încarcare a vaselor de extracţie, sînt preluate de operatorul de sarcină care acţionează asupra amplificatorului sumator în intervalul de timp după stabilirea vasului la nivelul prescris.

La înfăşurarea a treia a amplificatorului sumator parvin informaţiile (fig. 5) de la reacţia negativă de curent, care asigură limitarea intensităţii curentului indusului cînd ea devine mai mare de (1,6—1,8) I_n. Numărul de amperspire al ei se poate determina după relaţia ce se propune :

$$aw_2 = K_2(I\,R_i \pm \Delta U_l), \text{ Asp}; \quad (23)$$

unde :

$$U_l = (1{,}6 - 1{,}8)I_n\,R_i, \text{ V},$$

$K_2 = \frac{a\,w_2}{2{,}2\,I\,R_i + \Delta U_l}$ — coeficientul de amplificare a reacţiei de curent, Asp/V ; (24)

I_n — curentul nominal al motorului de curent continuu, Asp ;

R_i — rezistenţa ohmică totală a indusului, Ω.

Alimentarea amplificatorului sumator şi a dispozitivului de reglare a grilei (sau a anodului de comandă a tiristorului) necesită cîteva zeci de waţi, ceea ce duce la utilizarea unei aparaturi de dimensiuni şi costuri reduse, ca urmare a funcţionării ei la intensităţi mici de curent. În ceea ce priveşte oprirea şi menţinerea vaselor de extracţie la nivelul necesar în limitele prescrise cu ajutorul dispozitivului de autonivelare, menţionăm că sistemele de acţionare RMC-M SC-M le pot realiza la nivelul dorit cu precizia necesară. Asemenea performanţe sînt irealizabile în cazul utilizării motorului asincron cu reostat de pornire.

Reglarea turaţiei motorului de curent continuu alimentat prin convertizoare statice de curent al unei instalaţii de extracţie se efectuează menţinînd momentul (sau curentul I_m) constant în perioadele de deplasare a vasului de extracţie. În acest caz caracteristica mecanică a motorului prezintă o înclinare mică, ceea ce permite, prin mijloace simple şi sigure, să se realizeze o viteză a acestuia care practic nu depinde de sarcina la axul său.

În figura 6 se ilustrează variaţia concomitentă a lui α, n şi I_n ale unei instalaţii de extracţie multicablu care funcţionează după o diagramă cu trei perioade. Din figurile 3, 4 şi 6 rezultă că pot avea loc forţe cu valori negative la axa organului de înfăşurare şi, în acest caz, este indicat ca motorul de acţionare să funcţioneze în regim generator, cu recuperarea energiei în reţea. Aceasta se poate realiza uşor în cazul utilizării convertizoarelor statice prin trecerea lor în regim invertor, ceea ce reprezintă un alt avantaj important pe care îl oferă aceste sisteme de acţionare, în îmbunătăţirea indicilor energetici ai instalaţiei.

Regimul de lucru al unei instalaţii de extracţie, acţionate prin sistemele RMC-M şi SC-M, necesită reversarea sensului de rotaţie a motorului de curent continuu în următoarele cazuri : schimbarea sensului de turaţii şi a momentului motorului şi în cazul trecerii funcţionării redresorului în regim invertor. Reversarea turaţiei motorului de curent continuu se poate efectua prin schimbarea polarităţii înfăşurării lui

de excitație. Constanta de timp însă a înfășurării de excitație a motorului de curent continuu de puteri pînă la 2 500 kW este mare (1,0 — 5,0 s) și de aceea timpul de reversare minim ce poate fi atins (luînd în considerare și coeficientul de forțare) este de 0,76—1,5 s.

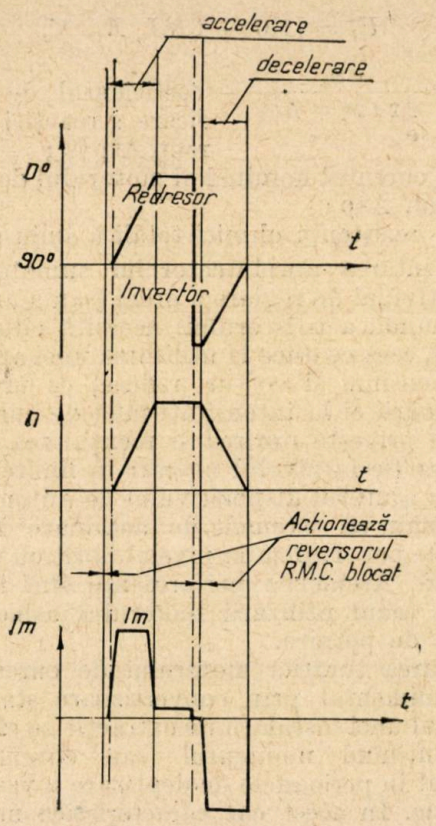


Fig. 6. Diagramele de exemplificare a variației unghiului de aprindere ν al RMC-M, a turației și a intensității curentului indusului motorului de curent continuu.

Totodată, asemenea reglare a turației motorului mărește gradul ecuației caracteristice, complică schema electrică și schema-bloc a sistemului de reglare automată și necesită introducerea de reacții suplimentare. Varianta din figura 7, cu toate că prezintă avantajul de execuție a manevrelor fără să fie nevoie de inversor în circuitul de forță, este mai scumpă, ca urmare a dublării numărului de redresoare comandate și a majorării cu 20 % a valorii de gabarit a puterii transformatorului. Totodată, anihilarea acțiunii curenților pulsatori de egalizare duce la complicarea schemei electrice și a funcționării ei. Din considerentele de mai sus, în practică această metodă de reversare a motorului de curent continuu are o utilizare redusă. În circuitul de excitație este indicat să se utilizeze un complet de redresoare comandate de preferință cu tiristoare, iar intensitatea curentului din înfășurarea de excitație trebuie să fie menținută constantă, indiferent de variația tensiunii rețelei electrice sau a variației rezistenței înfășurării de excitație. În asemenea condiții tensiunea în indusul motorului de curent continuu va fi proporțională cu turația lui, iar erorile care au loc vor depinde numai de variația sarcinii și a valorii rezistenței înfășurării motorului.

Variația turației motorului de curent continuu se face, de regulă, prin variația tensiunii de alimentare a indusului. Aceasta se efectuează cu ajutorul inversorelor rapide, dintre care cele mai preferabile performanțe le-au dat cei realizați de firma AEG din R.F.G. și Institutul VNIIEM din U.R.S.S. Inversorul rapid intră în funcțiune cînd elementul de măsură *EM* (fig. 5) semnalează că intensitatea de curent din indus este zero sau foarte apropiată de zero, iar grilele de comandă automată în aceste momente sînt blocate. Aceste condiții favorabile de lucru ale inversorului permit reducerea sensibilă a gabaritelor lui, utilizarea de puteri reduse de acționare (maxim 40—100 W) și oferă posibilități ușoare de exploatare a contactelor care funcționează la intensități de curent foarte mici. Inversorul efectuează această operație în maximum 0,12—0,2 s, timp mult mai mic decît cel necesar în cazul cuplării motorului asincron în regim de frînare dinamică (1,0—1,5 s).

Schemele de redresare indicate sînt cele hexafazate : în punte (fig. 8) și „două stele inverse" (fig. 9) care permit micșorarea la minimum posibil a pulsațiilor tensiunii redresate și obținerea unui cos φ de valoare superioară, com-

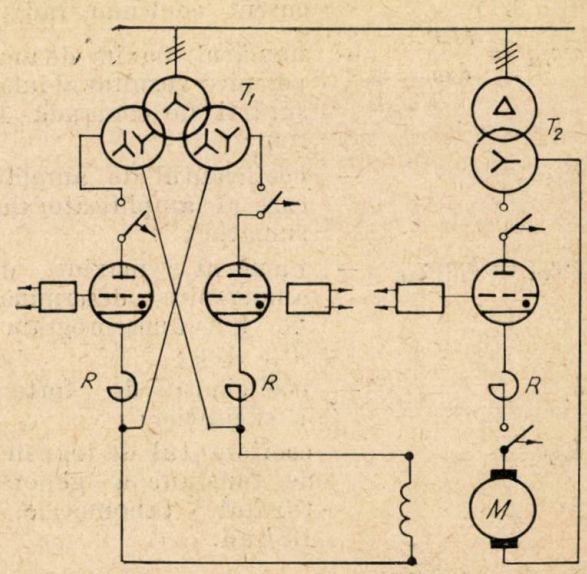


Fig. 7. Schema principală electrică a sistemului de acționare RMC-M cu două complete de redresoare cu vapori de mercur în circuitul de excitație a motorului de curent continuu.

parativ cu alte scheme [2, 3 și 10]. Avantajele pe care le oferă schema din figura 8 față de a doua sînt cunoscute și ea este recomandabilă în cazul folosirii tiristoarelor care sînt mai sensibile la valori mari ale tensiunii inverse decît redresoarelor cu vapori de mercur. Schema din

figura 9 este indicată pentru consumatori electrici care necesită intensități de curent de două ori mai mari la tensiuni de două ori mai mici. De aceea ea este preferată în cazul utilizării redresoarelor comandate care alimentează motoarele de curent continuu de puteri mari. În

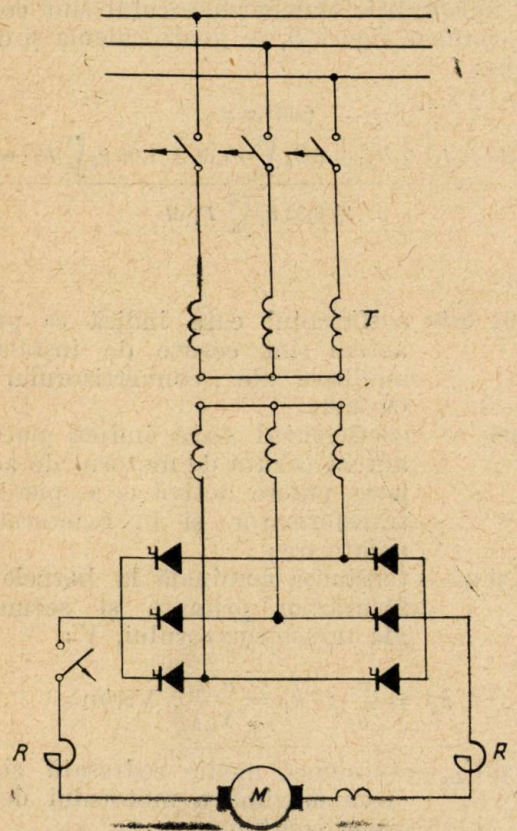


Fig. 8. Schema principală electrică de redresoare în punte cu tiristoare.

acest caz există posibilitatea remedierii defectelor interne ale redresoarelor și este evitată înlocuirea lor așa cum se procedează cu tiristoarele care au defecte interne.

Posibilitatea de a lucra economic la viteze și accelerații scăzute în perioada de atingere a capacității nominale a instalației de extracție sau de a le mări peste valoarea lor proiectată reprezintă un avantaj important al sistemelor de acționare SC-M și RMC-M. Aceasta se poate realiza și prin schimbarea bornelor de branșare a înfășurării primare a transformatorului redresorului. Asemenea posibilități în condiții echivalente [10] nu le oferă motorul asincron cu pornire prin reostat cu diferite sisteme de frînare.

Dezavantajele mai importante pe care le prezintă sistemele de acționare RMC-M și SC-M sînt: complexitatea relativ constructivă a motorului de curent continuu care are colector și posibilitatea de întrerupere a funcționării convertizorului de curent din cauza aprinderilor inverse. Din datele statistice de exploatare ale redresoarelor multianodice cu vapori de mercur comandați rezultă că numărul de aprinderi inverse în condiții normale de exploatare variază între 0,5 și 2 pe lună [1, 6, 10] și în majoritatea cazurilor aceste fenomene sînt de scurtă durată, ca urmare a acționării aparatajului de protecție și de reanclanșare automată a convertizorului de curent. Din experiența industrială a redresoarelor monoanodice cu vapori de mercur rezultă că, atunci cînd tensiunea redresată nu este mai mare de 500 V, aprinderile inverse practic nu au loc. De aceea, tensiunea de redresare la care se proiectează adesea convertizoarele de curent cu redresoare cu vapori de mercur nu depășesc 450—500 V, iar pentru acele cu tiristoare se pot preconiza și tensiuni de redresare pînă la 850 V, atunci cînd în serie cu tiristorul se intercalează un semiconductor necomandat. În cazul dublării tiristorului cu un semiconductor necomandat, poate fi rațională utilizarea schemei de redresare „două stele inverse", mai ales cînd rezultă o scădere a numărului de tiristoare necesare.

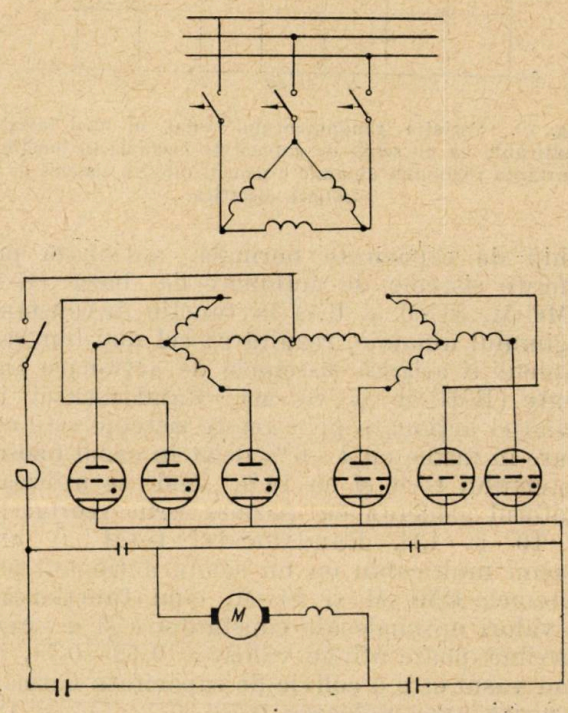


Fig. 9. Schema principală electrică de redresoare „două stele inverse" cu redresoare cu vapori de mercur.

3. Indici energetici și unele probleme de ordin economic

Randamentul unei instalații multicablu cu un vas de capacitate normală în cadrul utilizării sistemelor de acționare analizate se determină [10] după formula:

$$\eta_i = \eta_{iP}\ \eta_{ir}\ \eta_{im}\ \eta_{ci}\ \eta_{re}\ , \qquad (25)$$

unde :

$\eta_{tr} = \frac{1}{k_j}$ este randamentul pe puț ;

$\eta_{tr} = 0{,}95$ — randamentul reductorului ;

$\eta_m - 0{,}93$ — randamentul motorului de curent continuu ;

$\eta_{ci} = \frac{1}{1 + 0{,}125\ c}$ — randamentul cinetic al motorului de curent continuu ; (25a)

$\eta_{re} = 0{,}95 - 0{,}97$ — randamentul redresorului comandat și respectiv a tiristorului.

Din figura 10, unde se reprezintă randamentele unei instalații de extracție multicablu cu un

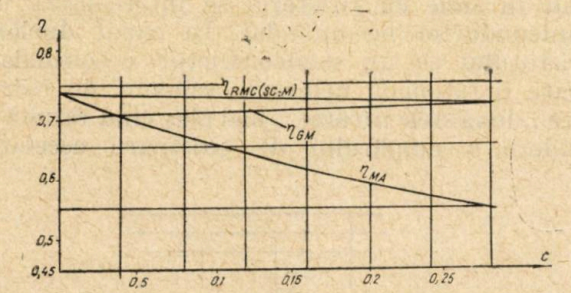


Fig. 10. Variația randamentului total al unei instalații multicablu cu un schip de capacitate normală în funcție de constanta regimului dinamic c pentru diferite sisteme de acționare electrică.

schip de capacitate normală, acționată prin diferite sisteme de acționare de bază (G-M, RMC-M, SC-M și MA) în funcție de constanta regimului dinamic, rezultă că cel mai bun randament îl asigură sistemele de acționare analizate (RMC-M și SC-M). Randamentul instalației acționate prin aceste sisteme este mai mare în medie cu 4—6% decît în cazul folosirii sistemului G-M și cu 14% cînd se utilizează motorul asincron cu pornire prin reostat [1, 7, 10 și 13]. Randamentul total al unei mașini multicablu cu un schip, acționată prin sistemele RMC-M și SC-M, cînd funcționează la valori optimale ale constantei c și a vitezei maxime poate atinge valoarea 0,72—0,74, iar cînd vasul este o colivie de capacitate normală, el poate avea valoarea 0,70—0,72 [10 și 13]. În cazul utilizării motorului asincron cu pornire prin reostat, randamentul instalației nu poate atinge decît valorile maxime de 0,60—0,62 [1, 7, 10 și 13]. Pentru a exemplifica însemnătatea avantajului pe care îl oferă aceste sisteme de acționare, menționăm că mărirea numai cu 5% a randamentului instalației permite ca în mai puțin de doi ani să se realizeze o economie de energie electrică echivalentă cu valoarea redresoarelor cu vapori de mercur comandați [1, 3, 10 și 21].

Factorul de putere a sistemelor de acționare hexafazat analizate, cînd tensiunea de redresare are valoarea nominală, este egal în medie cu 0,93, iar în perioadele de accelerare și decelerare a vasului de extracție, acesta își micșorează simțitor valoarea, ca urmare a solicitării mărite de putere reactivă din rețea de către convertizorul de curent. Valoarea lui cos φ, în cazul cînd înfășurările transformatorului sînt conectate conform figurii 9, se poate calcula și după relația :

$$\cos\varphi = \frac{0{,}01\ k_v f_M Q H\alpha + \Delta U_a \int_0^T F_i\,dt + 1{,}06\ k_v \int_0^T F_i \cdot v\,dt}{k_T\ 0{,}33\ u_1 \int_0^T F_i\,dt}, \quad (26)$$

unde :

0,01 este coeficientul care indică ce puteri active sînt cerute de instalațiile auxiliare ale convertizorului de curent ;

1,06 — coeficientul care indică puterea activă cerută de motorul de acționare, putere activă ce se pierde în transformator și în reactorul de aplatizare ;

u_1 și u_2 — tensiunea nominală la bornele înfășurărilor primare și secundare ale transformatorului, V ;

$$k_T = \frac{u_z}{u_1}\ ;\quad k_V = \frac{u_{mn}}{V_{mn}},\ \text{VS/m}$$

U_{mn} și V_{mn} — tensiunea medie redresată și viteza maximă a motorului de curent continuu.

Valoarea cos φ a unei instalații multicablu cu o colivie de capacitate de 6 t și o înălțime de extracție de 1 700 m, în conformitate cu expresia (26), este redată în figura 11. Deficiența

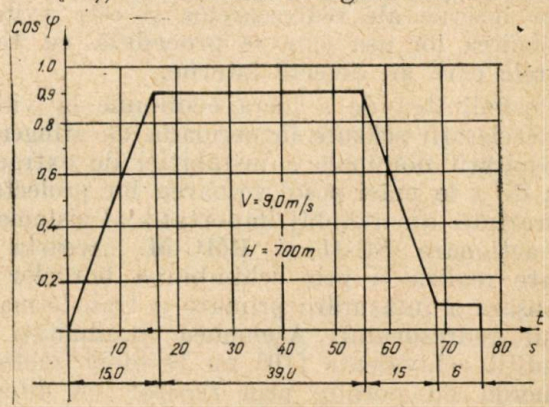


Fig. 11. Variația cos φ în decursul unui ciclu de funcționare a unei instalații multicablu cu o colivie.

legată de micșorarea cos φ este foarte sensibilă în cazul cînd puterea motorului de curent continuu este considerabilă (peste 3 000—4 000 kW) și de aceea adesea în practică se recurge la utilizarea grupului motor-generator. Totuși, mic-

şorarea lui cos φ la convertizoarele statice de curent nu necesită, pentru instalaţia de îmbunătăţire a factorului de putere, investiţii mai mari ca în cazul utilizării motorului asincron.

O problemă importantă care intervine în alegerea sistemului de acţionare este legată de valoarea investiţiilor pe care le necesită diferitele variante şi unele precizări în acest sens sînt utile. Din punct de vedere economic costul intrinsec al motorului asincron este mai mic decît al celui de curent continuu. În realitate însă, dacă se ţine seama de costul aparatajului şi utilajelor necesare automatizării unei instalaţii de extracţie, rezultă că valoarea părţii electrice a instalaţei creşte cu 30—50% în cazul utilizării motorului asincron [10], pe cîtă vreme în cazul motorului de curent continuu creşte numai cu cîteva procente (1—3%). Acest fapt este atestat şi în literatura de specialitate [1, 8 şi 10]. Valoarea unei instalaţii de extracţie miniere multicablu cu un vas de capacitate normală (fără costul turnului şi a săpării puţului de extracţie), acţionată prin sistemul RMC-M, cînd se operează cu viteze optime maxime, este mai ieftină în medie cu 5%, decît în cazul utilizării motorului asincron. Aceasta se datoreşte şi faptului că ponderea costului redresoarelor cu vapori de mercur şi în viitor a tiristoarelor în valoare totală a instalaţiei de extracţie nu depăşeşte 3—6%, iar a transformatorului 3—5% [10 şi 11]. Comparativ cu grupul motor-generator, convertizorul cu redresoare cu vapori de mercur comandaţi este mai ieftin de 2—4,5 ori. Valoarea convertizorului static de curent este mai mică decît a convertizorului de frecvenţă din circuitul statoric al motorului asincron, deoarece la ultimul sînt necesare de 3—6 ori mai multe tiristoare sau redresoare cu vapori de mercur de cît la primul. Din cele de mai sus rezultă, atît avantajele tehnice, de exploatare, cît şi din punct de vedere economic ce le oferă instalaţia de extracţie multicablu, acţionată printr-un motor de curent continuu, alimentat prin convertizoare statice de curent, faţă de cazul cînd ea este prevăzută cu alte sisteme de acţionare electrică.

O altă problemă importantă a sistemului de acţionare este alegerea numărului de motoare în cazul cînd puterea solicitată de instalaţia de extracţie devine considerabilă. Cercetările efectuate [1, 6, 10 şi 11] au precizat că este indicată utilizarea unui singur motor pînă la puteri instalate de 2 500 kW. În acest caz, pe lîngă faptul că se simplifică schemele şi partea mecanică a instalaţiei de extracţie, se realizează şi o eficienţă economică, deoarece valoarea unui motor electric este de $\sqrt{2}$ ori mai mică decît valoarea a doua motoare, care împreună însumează această putere cu primul [10, 11 şi 13].

O altă latură a acestei probleme majore se referă la necesitatea utilizării reductoarelor. Avantajele tehnice şi de exploatare pe care le prezintă acţionarea electrică fără reductoare sînt cunoscute şi indiscutabile, iar cele de ordin economic încă nu au o rezolvare concludentă. În urma cercetărilor efectuate [10, 11 şi 13] a reieşit că în cazul instalaţiilor de extracţie miniere este raţional şi din punct de vedere economic, de la puteri de 300—400 kW, să se utilizeze sistemele de acţionare electrice RMC-M şi SC-M fără reductoare. Aceasta se datoreşte faptului că ponderea costului motorului electric în valoare totală a instalaţiilor de extracţie (fără includerea costului turnului şi a săpării puţului) scade în medie de la 50% (în cazul puterilor mici instalate pînă la 100 kW) la 12—16% (pentru puteri instalate mari, 2 500 kW), iar ponderea costului reductorului creşte în medie de la 8 la 20%. Micşorarea concomitentă a costului motorului electric şi perfecţionarea construcţiei combinate a acestuia cu organul de înfăşurare va face posibil, şi din punct de vedere economic, eliminarea reductorului pentru puteri instalate pînă la 80—100 kW [10].

Concluzii

Din cele expuse, rezultă următoarele concluzii mai importante:

1. Formulele prezentate de autor uşurează în proiectare calculul parametrilor necesari alegerii sistemului de acţionare a unei instalaţii de extracţie static echilibrate. Totodată, pe baza lor se demonstrează că sistemele de acţionare RMC-M şi SC-M îndeplinesc, la un nivel superior, condiţiile impuse de cinematica şi dinamica instalaţiei de extracţie multicablu cu un vas de capacitate normală, precum şi de alte tipuri ale acesteia, comparativ cu celelalte sisteme de acţionare electrică.

2. Caracteristicile fizico-mecanice şi posibilitatea sistemelor de acţionare electrică RMC-M şi SC-M de a realiza un reglaj fin şi precis al vitezei cu un număr redus de reacţii creează condiţiile favorabile de reglare automată fină şi sigură a parametrilor instalaţiei multicablu cu un vas la un nivel calitativ superior. Aparatura de comandă necesară nu este complicată din punct de vedere constructiv şi are gabarite reduse, ca urmare a funcţionării ei la intensităţi de curent mici.

3. Inerţia redusă a convertizorului static de curent şi a celorlalte elemente de comandă asigură o rapiditate mare de răspuns a sistemului de reglare automată, ceea ce creează condiţii favorabile suplimentare de automatizare a instalaţiei şi de ameliorare a dinamicii ei.

4. Sistemele electrice automatizate RMC-M şi SC-M asigură realizarea unui randament al instalaţiei multicablu cu un vas de capacitate normală mai mare decît în cazul utilizării altor sisteme de acţionare.

5. Valoarea convertizorului static de curent este mai mică decît a celorlalte tipuri de convertizoare de curent sau a celei de frecvenţă. Valoarea instalaţiei de extracţie acţionată prin sistemele RMC-M şi SC-M este mai mică decît în cazul altor sisteme de acţionare. Avantajele pe care le oferă sistemele de acţionare RMC-M şi SC-M depăşesc dezavantajele lor.

6. De perspectivă este sistemul SC-M fără reductoare. În cazul cînd tiristoarele lipsesc, este indicată uilizarea excitroanelor sau ignitroanelor pentru acţionarea instalaţiilor de extracţie.

Fabricarea tiristoarelor în ţara noastră reprezintă o problemă de actualitate şi ea va crea o bază tehnică sigură şi necesară pentru asigurarea planurilor de viitor, referitoare la automatizarea instalaţiilor industriale în ţara noastră. Cele relatate în prezentul material sînt valabile şi pentru alte genuri de instalaţii (de foraj, ascensoare electrice etc.) prin adoptarea corespunzătoare a lor.

BIBLIOGRAFIE

[1] * * * *Automatizaţia şahtnih podiomnih ustanovok.* ŢITI Uglia, 1960.

[2] Butaev, F. F. şi Etinger, E. L. *Ventilnti elektroprivod.* Gosenergoizdat, 1951.

[3] Kaganov, I. L. *Elektronte i ionte preobrazovateli.* Vol. I şi III. Gosenergoizdat, 1956.

[4] Silig, V. *Schemele redresoarelor, invertoarelor şi convertizoarelor de frecvenţă.* (Traducere din limba germană.) Gosenergoizdat, 1950.

[5] Texier, G. *Ascenseures et montecharges.* Eyrolle Editeur, Paris, 1957.

[6] Tulin, V. S. *Elektroprivod i avtomatika mnogokanatnih podiomnih ustanovok.* Izdatelstvo Nedra, 1964.

[7] * * * *Materialele Conferinţei internaţionale asupra instalaţiilor de extracţie.* Praga, 1965.

[8] * * * *Elektroprivod gornodobivaiuşcih mehanizmov.* VNIIEM, 1959 şi 1964.

[9] Ţepeluş, P. C. *Acţionarea electrică şi automatizarea instalaţiilor grele de transport pe verticală pînă la înălţimi de 1 000 m şi de capacităţi pînă la 1 000 pe oră.* Lucrare doctorat, nepublicată.

[10] Ţepeluş, P. C. *Opredelenie stoimosti podiomnih ustanovok i sravnenie po osnovnim vidam pervonacialnih zatrat.* Izvestia vîşih ucebnîh zavedenii, nr. 8, Moskva, 1966.

[11] Ţepeluş, P. C. *Cazurile de determinare precisă prin calcul a parametrilor diagramelor cu trei perioade.* Revista Minelor, nr. 11, 1957.

[12] Ţepeluş, P. C. *Metodă generală de determinare a valorii elementelor de bază a instalaţiilor de extracţie miniere.* Revista Minelor, nr. 4 şi 5, 1965.

[13] * * * The Mining Electrical and Mechanical Engineer nr. 38, 1952; nr. 414, 1955; nr. 434 şi 435, 1954; nr. 450 şi 454, 1958; nr. 462, 1959.

[14] * * * Colliery Guardian nr. 4926, 1955; nr. 956, 1956; nr. 987 şi 5016, 1957.

[15] * * * Colliery Engineering nr. 183, 1956; nr. 400 şi 404, 1957.

[16] * * * Transactions of the Institution of Mining Engineering, nr. 383, 1956.

[17] * * * Metropolitan Vikers Gazette nr. 400 şi 404, 1957; nr. 438 şi 477, 1957.

[18] * * * Britsh Engineering, nr. 3, 1956.

[19] * * * General Electric Review, nr. 40, 1956.

[20] * * * ASEA Journal, nr. 1—2 şi 10, 1958.

[21] * * * Glückauf 49/50, 1956; 49/50, 1957; nr. 1/2, 1958.

[22] * * * AEG — Mitteilungen, nr. 1/2 şi 11/12, 1957; nr. 6/7 şi 11/12, 1958; nr. 10/11, 1959; 3/4, 1961.

[23] * * * Schlägel und Eisen, nr. 3 şi 9, 1957; nr. 9 şi 12, 1958.

[24] * * * Brown-Boveri Mitteilungen, nr. 1, 2, 3 şi 11, 1957.

[25] * * * Revue de l'industrie Minerale, 15 mars, 15 mai 15 août, 1959.

TEHNICĂ *minieră*

Considerații privitoare la înlocuirea pilierilor de minereu din tavanul galeriilor

Ing. V. POPA

La exploatarea zăcămintelor de minereuri în care lucrările de pregătire se execută în așa fel încît se lasă pilieri de minereu permanenți, se pierde o cantitate de substanță minerală utilă care se cifrează la 10—20 % din rezerva panoului în cazul lăsării pilierului în talpa galeriilor și la 15—25 %, în cazul cînd se lasă pilierii atît în talpă cît și în tavanul galeriilor.

Practica arată că o mare parte din acești pilieri nu se mai extrag, deoarece această fază este condiționată de o serie de factori ca: rambleierea completă a abatajului, executarea lucrărilor de pregătire în steril, întărirea sau refacerea susținerii sau galeriei direcționale etc., pe de altă parte, recuperarea pilierilor se face în condiții grele, comparativ cu faza normală de exploatare a panoului și cu indicatorii tehnico-economici nefavorabili.

Din aceste motive, în momentul de față, la minele Combinatului minier Baia Mare se află imobilizate în pilieri rezerve importante de minereu în care se găsesc însemnate cantități de metale.

Se reliefează faptul că la E. M. Nistru raportul între rezervele imobilizate în pilieri și rezervele pregătite este de 1 : 1,2, iar la E. M. Săsar și E. M. Herja acest raport este de 1 : 2, respectiv 1 : 3. Pe de altă parte, mulți dintre pilierii lăsați în perioada precedentă de exploatare cuprind o rezervă cu un conținut metalic mai ridicat decît conținutul mediu din panourile ce se exploatează în prezent.

Actualele galerii de bază săpate pe filoane, cînd se extrage pilierul din vatră, devin subminate, nepermițînd în continuare nici extragerea completă a pilierului, nici transportul, aerajului și circulația.

De aceea, în general, pilierii se extrag numai la retragerea orizonturilor sau după săparea unor galerii de ocol, în roca sterilă. Dacă faza a doua de excavare, adică extragerea pilierilor se realizează la un interval mare de timp după exploatarea propriu-zisă a panourilor, atunci pe lîngă executarea lucrărilor în steril, este necesară refacerea susținerii galeriei din filon, restabilirea circuitului de aeraj, rambleierea completă a golurilor înconjurătoare, crearea de noi căi pentru evacuarea minereului și aducerea sterilului pentru rambleiere etc.

Volumul mare de lucrări pregătitoare impune ca extragerea pilierilor să se realizeze numai în cazul filoanelor cu grosime mare și cu conținut metalic ridicat abandonîndu-se o bună parte din pilieri, fapt care contribuie la valorificarea incompletă a zăcămintelor și la mărirea prețului de cost al minereului.

Cele arătate mai sus justifică necesitatea și oportunitatea renunțării la exploatarea în două faze, în vederea valorificării cît mai complete a zăcămintelor de minereuri.

I. Condițiile ce trebuie îndeplinite de sistemul de pregătire a panoului

Indiferent de ordinea de pregătire, de poziția, dimensiunile și amenajarea lucrărilor, sistemul de pregătire a panoului trebuie să îndeplinească următoarele condiții:

— să permită realizarea cît mai rapidă a pregătirii unei rezerve maxime;

— să asigure condiții comode și lipsite de pericol pentru exploatarea rezervelor din panou;

— să creeze condiții optime pentru evacuarea minerelului din abataj, circulația personalului și transportul materialelor;

— să asigure condiții optime de aerisire a abatajelor;

— să permită reducerea la minim a pierderilor de minereu în pilieri;

— să permită reducerea la minim a cheltuielilor pentru susținere și întreținere;

— să permită asecarea și dirijarea apelor din zăcămînt.

Sistemele de pregătire sînt indisolubil legate de metoda de exploatare adoptată și de caracteristicile zăcămîntului exploatat.

Exploatarea prin metoda cu înmagazinare a minereului impune existența în primul rînd a unei căi sigure de transport a minereului — la baza panoului —, iar mai tîrziu și de aprovizionare cu rambleu a abatajelor. În cazul aplicării unei metode de exploatare cu rambleiere trebuie asigurate de la început căile de transport,

atît pentru minereu, cît şi pentru materialul de rambleiere.

Acest aspect al interdependenţei sistemului de pregătire cu metoda de exploatare trebuie avut în vedere mai ales în cazul filoanelor de grosime mică şi medie deoarece, în funcţie de sta-

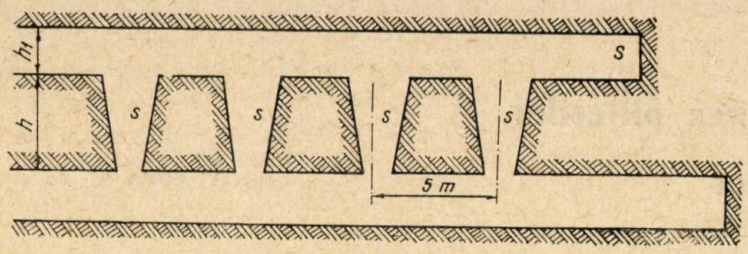


Fig. 1

bilitatea filonului şi a rocilor înconjurătoare, aceste zăcăminte se pretează, fie la exploatarea prin metoda cu înmagazinare, fie prin cea cu rambleiere.

Ţinînd seama de cele de mai sus, se consideră că sistemul de pregătire adaptat trebuie să îndeplinească şi următoarele două condiţii suplimentare :

— să permită rambleierea panoului după golirea minereului excavat în cazul folosirii metodei de exploatare cu înmagazinarea minereului ;

— să asigure transportul minereului din panoul superior atunci cînd acesta se exploatează după exploatarea panoului inferior.

În cazul metodelor de exploatare cu rambleiere, aceste probleme nu se pun cu atîta necesitate, deoarece atunci cînd exploatarea ajunge la nivelul orizontului superior, se încheie şi rambleierea completă a panoului.

II. Oportunitatea înlocuirii pilierului de minereu din tavanul galeriei direcţionale de bază

Pregătirea panoului în vederea începerii exploatării se poate executa în două moduri şi anume :

a. *Cu lăsarea unui pilier de minereu deasupra galeriei* (fig. 1). În acest caz, deasupra galeriei direcţionale de bază săpate în filon se sapă o galerie de pregătire din care urmează să se iniţieze exploatarea panoului. Cele două galerii se unesc prin rostogoluri din 5 în 5 m în cazul exploatării prin metoda de exploatare cu înmagazinare şi din 10 în 10 m, sau chiar din 30 în 30 m, în cazul exploatării prin metoda de exploatare cu rambleiere.

Grosimea pilierului ce se lasă între galeria direcţională de transport şi galeria de pregătire variază în funcţie de grosimea şi de natura minereului şi a rocilor înconjurătoare.

Din punct de vedere teoretic, înălţimea minimă a pilierului trebuie să depăşească valoarea însumată a adîncimii la care se produce mişcarea rocilor din vatră, la adîncimea respectivă de exploatare şi înălţimea de influenţă a abatajului de sub pilier.

În practică, înălţimea pilierilor de deasupra galeriilor săpate în filon are valori cuprinse între :

1—2 m pentru filoane cu grosimi de circa 1 m ;

1,5—2 m pentru filoane cu grosimi de 1,5—2 m ;

2—2,5 m pentru filoane cu grosimi de circa 3 m.

b. *Pregătirea pentru exploatare fără lăsarea pilierului deasupra galeriei* (fig. 2). În acest caz se perforează şi de puşcă filonul din tavanul galeriei direcţionale pe înălţimea de 1,5 — 2 m, după care se încarcă minereul excavat, căzut pe talpa galeriei, iar apoi se susţine galeria. Exploatarea panoului se iniţiază imediat deasupra susţinerii galeriei de pregătire.

★

Alegerea între sistemul cu lăsarea de pilieri şi cel cu susţinerea galeriei este influenţată, atît de valoarea şi rezistenţa minereului, cît şi de grosimea filonului şi costul susţinerii.

Notăm cu :

K_1 — costul susţinerii galeriei de preabataj, exclusiv gurile de rostogol, lei/m ;

K_2 — costul extragerii şi prelucrării unei tone de minereu, lei/t ;

K_3 — costul metalului în concentrate, lei/kg ;

K_4 — costul săpării galeriei de pregătire, lei/m ;

K_5 — costul săpării rostogolurilor prin pilier, lei/m ;

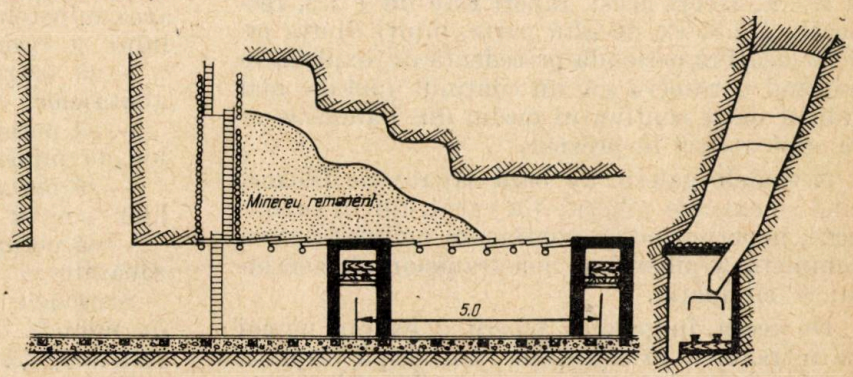


Fig. 2

K_6 — costul explorării, deschiderii şi pregătirii tonei de minereu, lei/t ;

h — înălţimea pilierului deasupra galeriei, m ;

h_1 — înălțimea galeriei de pregătire, m;
m — grosimea filonului sau lățimea minimă a abatajului, m;
γ — densitatea aparentă a minereului, t/m²;
p — conținutul metalic echivalent al rezervei, $g \times 10^{-3}$/t sau 10^{-2} t metal/tonă;
c — coeficientul extracției totale de metal, (< 1);
a_1 — coeficient care arată ce porțiune din galeria direcțională se susține chiar în cazul lăsării pilierului deasupra galeriei (în cazul metodei de exploatare cu înmagazinare egal cu $2 : 5 = 0{,}4$);
a_2 — raportul între înălțimea rostogolului din pilier și distanța între rostogoluri;
b_1 — lungimea laturii cu secțiunea „s" a rostogolului de pe direcția zăcămîntului, m.

Folosind aceste notații, condiția generală de eficiență a sistemului de pregătire fără lăsare de pilier, față de sistemul cu lăsarea pilierului, se poate scrie sub forma:

$$K_1 + (h + h_1)\, m\, \gamma\, K_2 - (h - h_1)\, m\, \gamma\, pc\, K_3 \leqslant K_4 + a_1 K_1 + a_2 K_5 + a_2 s \gamma K_2 + S\, \gamma\, K_2 - (h_1 + a_1 b_1)\, m\, \gamma\, pc K_3 + [(h + h_1)\, m\, \gamma - (h_1 + a_1 b_1)\, m\, \gamma]\, K_6,$$

sau reducînd termenii asemenea:

$$(1 - a_1)\, K_1 \leqslant [S + a_2 s - m\,(h + h_1)]\, \gamma\, K_2 + (h - a_1 b_1)\, m\, \gamma\, pc K_3 + K_4 + a_2 K_5 + m\gamma\,(h - a_1 b_1)\, K_6,$$

relație care se poate pune sub forma:

$$K_1 \leqslant \frac{[S + a_2 s - m\,(h + h_1)]\, \gamma\, K_2 + (h - a_1 b_1)\, m\, \gamma\, pc K_3}{(1 - a_1)} + \frac{K_4 + a_2 K_5 + m\gamma\,(h - a_1 b_1)\, K_6}{(1 - a_1)} \text{ lei/m.} \qquad (1)$$

Extrăgînd termenii în care intră „p" se obține expresia valorii minime a conținutului metalic peste care este eficientă înlocuirea pilierului de minereu din tavanul galeriei:

$$p \geqslant \frac{(1 - a_1)\, K_1 + [m\,(h + h_1) - (S + a_2 s)]\, \gamma\, K_2 - K_4}{(h - a_1 b_1)\, m\, \gamma\, cK_3} - \frac{a_2 K_5 - m\gamma\,(h - a_1 b_1)\, K_6}{(h - a_1 b_1)\, m\, \gamma\, cK_3}. \qquad (2)$$

Relațiile (1) și (2) se propun a fi folosite pentru toate cazurile cînd conținutul metalic al panoului este mai mare sau cel puțin egal cu conținutul considerat ca exploatabil.

Pentru cazurile cînd conținutul metalic este mai mic decît conținutul mediu exploatabil, este evident că suma cheltuielilor pentru extragerea și prelucrarea minereului din pilier va fi mai mare decît valoarea metalelor din concentrate. Pentru a evita îndoielile privind rezultatele obținute cu formula (1) se propune a se compara numai cheltuielile pentru explorarea, deschiderea și pregătirea rezervei din panou, nu și cele pentru extragerea și prelucrarea rezervei de minereu cuprinsă între tavanul galeriei direcționale și tavanul galeriei de pregătire, deoarece se știe de la început că extragerea și prelucrarea lor costă mai mult decît metalul rezultat.

Pe baza celor arătate mai sus formula (1) se simplifică și ia forma (1'):

$$(1 - a_1)\, K_1 \leqslant K_4 + a_2 K_5 + (h - a_1 b_1) m\, \gamma\, K_6,$$

de unde:

$$K_1 \leqslant \frac{K_4 + a_2 K_5 + (h - a_1 b_1)\, m\gamma\, K_6}{(1 - a_1)}. \qquad (1')$$

În general, valoarea maximă a lui K_1 trebuie determinată mai întîi cu formula (1), apoi cu formula (1') luîndu-se în considerare valoarea mai mare obținută.

În multe cazuri pilierul din tavanul galeriei se lasă doar pentru a înlesni extragerea pilierului din vatra galeriei, întrucît susținerea de rezemare, ce se aplică preabatajelor, este subminată atunci cînd se extrag ultimele felii. Pentru a evita subminarea susținerii preabatajului se preconizează înlocuirea susținerii de rezemare cu o susținere autoportantă (susținere care permite ca rocile înconjurătoare să se mențină în situația în care s-au găsit imediat după săparea lucrărilor miniere și să poată prelua sarcini în limita rezistenței lor interioare). Tipurile de susținere care pot juca acest rol sînt ancorarea și torcretarea.

Centrul de cercetări miniere Baia Mare a elaborat scheme pentru susținerea autoportantă a preabatajelor în următoarele variante:

— pentru filoane subțiri și cu pereții tari, ancore în combinație cu grinzi prefabricate (la tavan) suspendate pe ancore;

— pentru filoane cu grosime de 1—2 m, ancore în combinație cu torcret și planșeu din beton la tavan;

— pentru filoane cu grosimea pînă la 3,5 m, ancore în combinație cu elemente prefabricate asamblabile, torcret și planșeu de beton la tavan.

Înlocuirea pilierilor de minereu cu tipurile de susținere autoportante arătate mai sus este o problemă actuală în mineritul metalifier, deoarece rezolvarea ei va putea aduce o serie de rezultate tehnico-economice importante (reducerea pierderilor de minereu, creșterea gradului de securitate la transportul și circulația pe galerii, extragerea integrală a pilierului din vatra galeriei ș.a.).

GEOLOGIE

Considerații geologice privind tăria rocilor din bazinul carbonifer Valea Jiului

RUSU T. și BACÎRU P.

Lucrările de foraj executate în bazinul Petroșani pentru cunoașterea condițiilor geologice (stratigrafice și tectonice) de zăcămînt și volumul rezervelor de cărbune au fost condiționate, printre altele, de proprietățile fizico-mecanice ale rocilor, respectiv de rezistența acestora la foraj și perforare. Normarea lucrărilor de foraj de către Comitetul de Stat al Geologiei s-a făcut prin încadrarea fiecărui tip de rocă în parte în grupe și categorii de tărie, pe baza aprecierilor făcute macroscopic, în scopul unei judicioase și bune eficiențe a investițiilor care se fac în aceste lucrări.

Tăria rocilor, impropriu numită duritate, este o proprietate fizico-mecanică, caracterizată prin rezistența rocilor la foraj și perforare. Această rezistență este determinată de compoziția mineralogică a rocilor, de structura și textura lor, precum și de vîrsta depozitelor.

Tăria rocilor în procesul de foraj este considerată teoretic, ca fiind egală cu a suta parte din valoarea rezistenței la compresiune (după prof. M. M. Protodiakonov).

Rezistența medie la compresiune a principalelor roci din bazinul Valea Jiului, rezultată în urma studiilor efectuate de C.S.G. asupra eșantioanelor reprezentative (500 probe) recoltate în anii 1956—1957, are următoarele valori :

— argile, marne, argile grezoase, 300—400 kgf/cm²;

— calcare, marno-calcare, cărbune, 500—600 kgf/cm²;

— gresii, conglomerate, 700—800 kgf/cm².

Rezultă deci că tăria medie a rocilor din bazin este :

— argile, marne, argile grezoase, 3—4;

— calcare, marno-calcare, cărbune, 5—6;

— gresii, conglomerate, 7—8.

Din practica de explorare a bazinului, în decurs de 15 ani (peste 600 sonde executate) pe baza datelor geologice de teren și laborator, s-a ajuns la concluzia că tăria rocilor în bazin este diferită în zona de est (de la limita aproximativă Lupeni) față de zona vestică, care prezintă tării superioare, precum și între orizontul mediu față de orizontul superior, care, la fel, prezintă tării mai mari. Această diferențiere se datorește structurii geologice diferite între cele două zone și orizonturi ale bazinului.

Calculul statistic făcut prin cumularea grosimilor de rocă la sondele executate în bazin pe grupe și categorie de tărie, a dat valori medii exprimate în procente, prezentate în tabela 1.

Tabela 1

Repartizarea rocilor din bazinul Valea Jiului pe categorii de tărie, %

Categoria	Coeficientul de tărie (Protodiakonov)	Rocile reprezentative	Ponderea rocilor după tărie, %			
			Orizontul superior		Orizontul mediu	
			vest	est	vest	est
Semitare	3	Argile, marne	2	2	4	2
	4	Argile grezoase, argile marnoase	55	68	66	71
Total semitare			57	70	70	73
Tare	5	Cărbune	15	12	13	12
	6	Calcare, marno-calcare, gresii argiloase	8	8	9	8
Total tare			23	20	22	20
Foarte tare	7	Gresii calcaroase	14	7	7	5
	8	Gresii silicioase	4	3	3	2
	9	Conglomerate argiloase marnoase	2	—	—	—
Total foarte tare			20	10	10	7

Din tabela 1 se observă diferențierea de tărie a rocilor, care există în sens direcțional între cele două zone — vest și est — ale bazinului și în sens vertical între cele două orizonturi — mediu și superior.

Această constatare privind tăria diferită a rocilor din bazin, se bazează pe mai multe considerații geologice.

Astfel, cu ocazia calculului statistic de mai sus, întocmit pe baza documentației geologice primare a carotajului mecanic și geofizic, s-a scos în evidență un aspect nou al problemei, care se referă la ponderea cu care fiecare tip de rocă intră în alcătuirea litologică a orizontului mediu și superior al bazinului.

În bazinul Petroșani succesiunea depozitelor s-a făcut pe baza aspectului litologic, respectiv a litofaciesului care a făcut posibilă separarea celor două orizonturi cu caractere distincte.

Rocile reprezentative în bazin din complexul celor două orizonturi și în cele două zone, exprimate în valori medii procentuale, sînt redate în tabela 2.

Tabela 2

Valorile medii comparative ale ponderii diferitelor roci din Valea Jiului

Orizontul	Roca	Ponderea pe zone		Media
		vest	est	
Superior (steril) de facies grezos-argilos	Gresii (argiloase, calcaroase, silicioase)	38	36	37
	Argile	33	35	34
	Conglomerate	14	2	8
	Alte roci (argile grezoase, marnoase etc.)	15	27	21
Mediu (productiv) de facies argilo-grezos	Argile	31	42	36
	Gresii (argiloase, calcaroase, silicioase)	36	31	33
	Marne	6	4	5
	Calcare	4	1	2,7
	Cărbune	4,5	6,5	5,5
	Alte roci (argile grezoase, marnoase etc.)	18,5	15,5	16,7

Analizînd datele din tabela 2, în ce privește ponderea cu care fiecare varietate de rocă intră în alcătuirea litologică a fiecărui orizont, rezultă următoarele (fig. 1).

— *orizontul mediu* (productiv) datorită predominării argilelor (36,5) și gresiilor (33,5%) este de facies argilo-grezos cenușiu, care în partea de vest a bazinului devine parțial marno-calcaros (de la 8,5% în est la 20,5% în vest);

— *orizontul superior* (steril) datorită gresiilor care predomină în procent de 37% din masa lui, urmat de argile în proporție de 34%, este un orizont de facies grezos-argilos verzui care, în partea vestică a bazinului, devine parțial conglomeratic (circa 14%).

Această constatare, obținută pe baza datelor de teren și laborator, impune în consecință corectarea termenilor litologici vechi care au caracterizat din acest punct de vedere orizontul mediu și superior.

Orizontul mediu a fost considerat pînă în prezent de facies marno-argilos, iar orizont superior de facies — conglomeratic-grezos, denumiri ce presupun predominarea marnelor în orizontul mediu și a conglomeratelor în orizontul superior, fapt ce nu corespunde realității.

În zona de vest, de la limita aproximativă Lupeni, în orizontul superior (dezvoltat cu circa 150 m mai mult față de cel din est), în complexul stratelor de gresii și argile, se intercalează bancuri de conglomerate și micro-conglomerate argilo-marnoase, cu grosimi variabile de la cîțiva metri la 10—15 metri, cu structură psamo-psefitică, textură masivă și grad de cimentare variabil al rocilor cristaline constituente. Aceste conglomerate, situate la orizonturi diferite, au generat greutăți tehnice la traversarea lor, datorită elementelor de cuarț rulate care, prin dislocare din rocă, cad la talpa puțului, pricinuind un consum mărit de aliaje dure pentru traversarea lor.

În zona estică a bazinului, conglomeratele apar sporadic și în grosimi mici, de circa 1—3 m.

Orizontul productiv în zona vestică a bazinului devine mai calcaros. Rocile calcaroase (marnele, calcarele, gresiile calcarose) sînt mai multe în zona vestică față de cea estică.

Din cercetările efectuate rezultă o creștere spre vest a conținutului de CO_3Ca în complexul orizontului mediu (calcare, marne, gresii calcaroase etc.). Creșterea este în raport cu suprafața de contact pe care depozitele din bazin o au cu masele de calcare din bordura cristalină, contact care crește de la est (limita Vulcan), unde are lățime de cîțiva km, spre vest, unde ajunge la circa 20—30 kilometri și care a influențat aceste depozite în timpul depunerii lor. Această creștere a conținutului în calcar, de la est spre vestul bazinului, a mărit în consecință tăria rocilor, fapt sesizat și prin măsurătorile geofizice, confirmat apoi prin analize de laborator (fig. 2).

Această proprietate diferită a rocilor din bazin în sens direcțional și vertical a fost influențată și de mișcările tectonice, respectiv de presiunile exercitate, mai accentuat în zona de vest, contribuind la compactitatea, deci la tăria ridicată a rocilor la forare.

Carotajul geofizic, ca metodă de cercetare geologică în lucrările de foraje din bazin, pe lîngă aportul economic adus (prin determinarea de rezerve suplimentare de cărbuni) a contribuit la rezolvarea unor probleme științifice, legate de acest bazin.

Astfel, cu ajutorul măsurătorilor geofizice, s-au determinat repere litologice concludente, care au impus schimbarea întregii sinonimii a jumătății de vest a bazinului (de la Lupeni la Cîmpul lui Neag). Noile repere au contribuit mai aproape de realitate decît carotajul mecanic, ceea ce a permis (împreună cu verificarea pe cale de laborator) să precizăm unele roci.

Măsurătorile geofizice au indicat, de exemplu, pentru prima dată în lucrările de explorare din

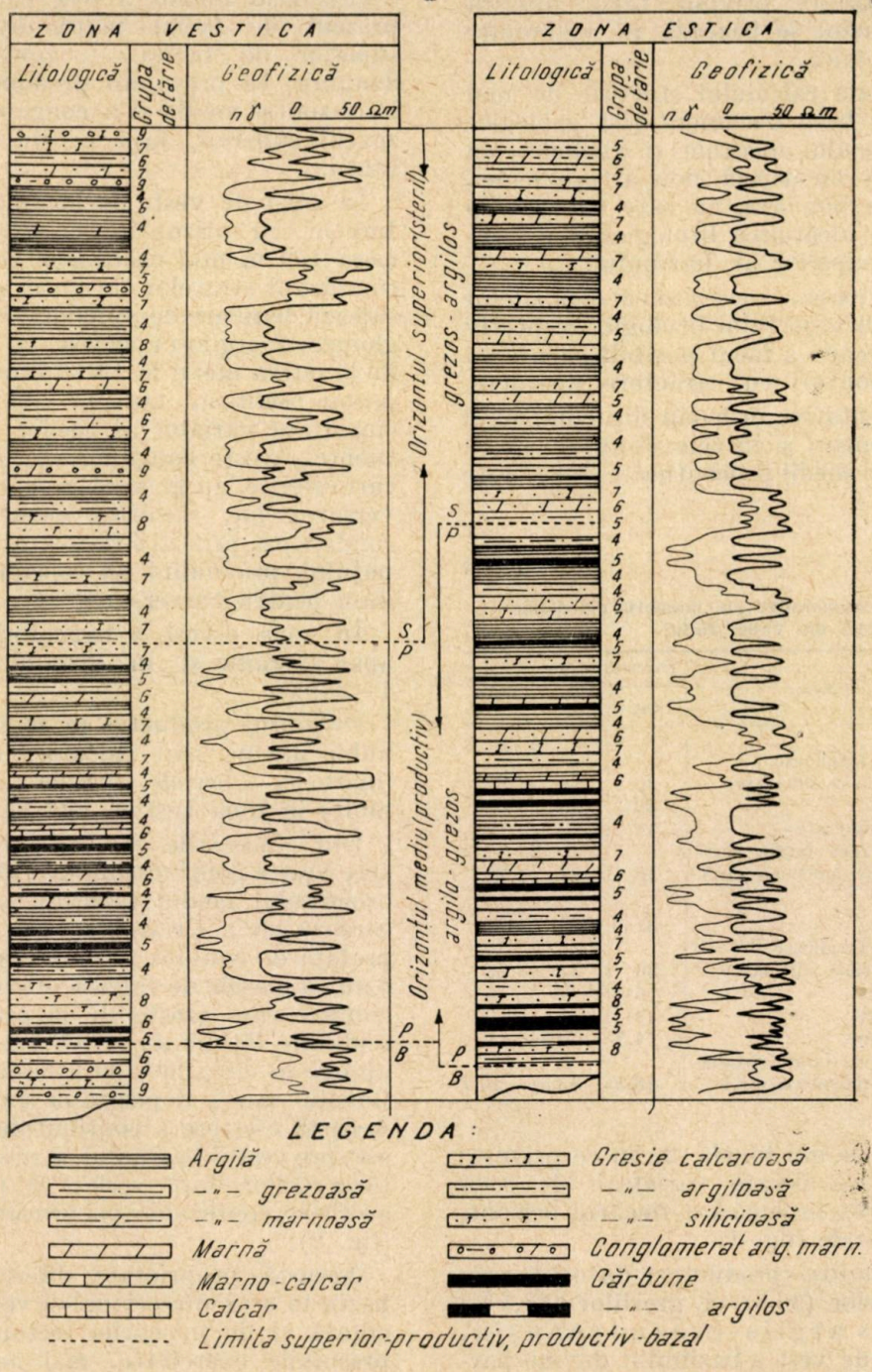


Fig. 1. Coloane litologice-geofizice (sintetice) ale orizontului mediu şi superior din bazinul carbonifer Valea Jiului.

şi contribuie într-o foarte mare măsură la stabilirea unei sincronizări reale în partea de est a bazinului [1].

Măsurătorile geofizice au ajutat la stabilirea succesiunii litologice a complexului sedimentar, bazin, existența calcarului în orizontul mediu cu 90—95% CO_3Ca, rocă considerată înainte ca marnă [2]. Această informație, obținută pe cale geofizică, prezintă o importanță științifică și economică, prin încadrarea corectă a acestor

roci calcaroase la categorii de tării superioare marnelor.

Completarea şi definitivarea profilului geologic al sondelor se face cu precizie, ştiind că separarea şi determinarea stratelor după datele

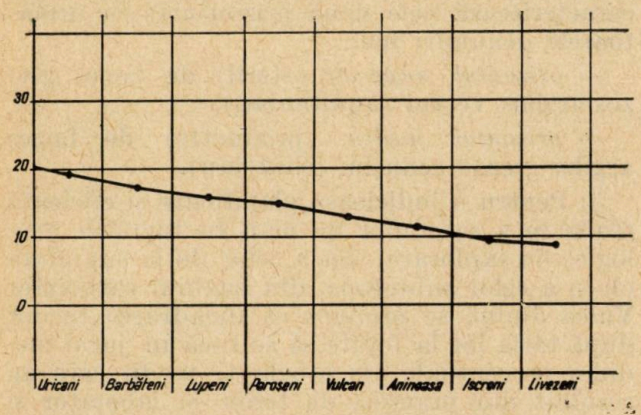


Fig. 2. Variaţia conţinutului mediu de $CaCO_3$ în rocile bazinului carbonifer Valea Jiului.

geofizice se face cu uşurinţă, cunoscînd cum îşi manifestă prezenţa diferitele strate pe diagramele geofizice (valorile numerice ale parametrilor măsuraţi, aspectul amplitudinilor şi semnul anomaliilor).

În lucrările de explorare a bazinului Văii Jiului se determină prin procedee geofizice următorii parametri:

— rezistivitatea aparentă a rocilor (înregistrată cu dispozitiv gradient şi potenţial);

— radioactivitatea naturală a rocilor (gama natural);

— radioactivitatea provocată (neutron — gama);

— împrăştierea radiaţiilor gama (gama—gama).

Interpretîndu-se toţi aceşti parametri geofizici pentru fiecare rocă în parte, se face diferenţiere între rocile străbătute de forajele executate în Valea Jiului.

Vom da cîteva detalii, pe scurt, asupra principalelor roci din Valea Jiului, utilizînd numai o curbă a rezistivităţii (potenţiale) şi curba împrăştierii radiaţiilor gama provocate.

În general, rocile au o compoziţie mineralogică foarte variată, iar rezistivitatea lor depinde de rezistivitatea mineralelor care compun roca şi de conţinutul lor volumetric. Argilele, pe diagramele rezistivităţii aparente, se caracterizează prin rezistivităţi mici. Acestea cresc cu vîrsta geologică şi, mai ales, cu adîncimea lor.

Metoda neutron-gama, datorită micşorării în faţa argilelor, indică pe diagrame o intensitate scăzută a radiaţiilor gama provocate.

O altă rocă, cu o pondere tot atît de mare ca şi argilele în Valea Jiului, este gresia. Rezistivitatea gresiilor în acest bazin variază între valorile medii 50 Ω/cm pînă la 100 Ω/cm. Mai subliniem faptul că rezistivitatea gresiilor creşte în funcţie de densitate şi gradul de cimentare, dacă celelalte condiţii de zăcămînt (compoziţia mineralogică a părţii ei solide; conţinutul lor în soluţii apoase; porozitatea rocilor; spaţiul poros saturat cu apă; textura şi particularităţile structurale ale rocilor; anizotropia sau izotropia; temperatura) sînt egale, aşa cum este cazul în Valea Jiului.

Curba intensităţii radiaţiilor gama provocate ne indică valori maxime pentru gresii şi se comportă asemănător cu curba rezistivităţii aparente.

Rezistivitatea stratelor de cărbune din Valea Jiului este asemănătoare cu cea a gresiilor şi ea variază în funcţie de grosimea stratului şi de calitatea cărbunelui. Prin metoda neutron-gama, curba radiaţiilor gama provocate ne indică valori minime care depăşesc valorile minime ale argilelor tot în funcţie de grosimea stratului şi calitatea cărbunelui.

Calcarele din bazinul Văii Jiului au cele mai mari rezistivităţi care ajung pînă la 250 Ω/cm. Intensitatea radiaţiilor gama provocate indică valori mai mici decît cele indicate de stratele de gresii. Aceste valori au o variaţie în funcţie de porozitatea stratului de calcar.

Procentajul principalelor roci traversate de forajele din Valea Jiului, rezultat din studiile profilelor geologice şi a diagramelor geofizice, este ilustrat de tabela 2.

Pe de altă parte, rezistivitatea gresiilor la sonda din est atinge valori medii pînă la maximum 50 Ω/cm, iar la sonda din vest 100 Ω/cm.

Dacă rezistivitatea gresiilor creşte în funcţie de densitatea şi gradul de cimentare (celelalte condiţii de zăcămînt fiind aceleaşi), se poate spune că tăria gresiilor din vest este mai mare decît a celor din est.

Din exemplificările de mai sus rezultă că măsurătorile geofizice, pe lîngă completarea reală a coloanei stratigrafice, au adus aport substanţial şi la stabilirea mai exactă a tăriei rocilor străbătute de un foraj. În acest sens, după datele geologice şi geofizice din sondele de referinţă, se pot întocmi coloane litologice tip (fig. 1) pe cîmpuri miniere, după care să se facă încadrarea rocilor pe grupe de tării la sondele de îndesire, ţinînd cont de coloana litologică întocmită după datele geofizice. Acest lucru este necesar în orizontul superior, unde prin carotajul mecanic se scot, sporadic, probe pe intervale mici, iar tăria rocilor se apreciază după media tăriilor date la sondele de referinţă învecinate. Astfel tăriile se apreciază pe sute de metri foraţi, fără a şti cel puţin ce roci au fost străbătute.

Considerăm că executînd măsurătorile geofizice pe tot intervalul forat, lucru care pentru întreprindere nu aduce nici o cheltuială în plus, s-ar putea realiza o coloană stratigrafică

completă și totodată s-ar putea face o încadrare mai corectă a tăriei rocilor traversate de forajele din Valea Jiului.

Din practica lucrărilor de foraje în bazinul Valea Jiului a rezultat că din punct de vedere tehnic, rocile traversate de forajele în zona vestică, prezintă tării superioare față de zona estică, fapt ce a dus la greutăți de execuție : instrumentații, devieri mari, consum supranormat de aliaje dure etc.

Dacă analizăm această problemă sub aspectul consumului de aliaj dur în cele două zone ale bazinului, consum care indică, într-o măsură, tăria rocilor, constatăm că în cursul anului 1963, secția de explorări Livezeni, care a executat lucrări de foraj în zona estică, a consumat 9,1 g aliaj dur pe metru forat, iar secția de explorări Uricani, care a executat lucrări de foraj în zona vestică, a consumat 17,7 g aliaj dur pe metru forat, ceea ce reprezintă aproape dublu față de consumul primei secții, depășind în acest fel cu 88 % consumul planificat.

Dacă analizăm și indicele privind viteza mecanică medie orară pe anul 1963 între cele două secții de explorare, constatăm aceeași diferență de tărie între zona vestică a bazinului care a realizat o viteză medie orară de 0,51 m, iar zona de est a realizat o viteză medie orară de 0,75 m, datorită aceluiași fapt, tăria mai mare a rocilor din zona vestică.

Concluzii

1) Rezultatele geologice obținute din carotajul mecanic și geofizic executat în bazinul carbonifer Valea Jiului au indicat tării diferite ale rocilor între cele două zone ale bazinului, mai mare în vest față de est și mai mare în orizontul superior față de orizontul mediu, diferențiere dată de condițiile geologice diferite ale celor două zone și orizonturi ale bazinului.

2) Pe baza argumentelor expuse s-a propus schimbarea termenilor litologici existenți (care caracterizează cele două orizonturi) cu următoarele denumiri noi :

— *orizontul superior* (steril) de facies grezos-argilos verzui (aquitanian),

— *orizontul mediu* (productiv) de facies argilos-grezos cenușiu. (chattian).

3) Pentru o judicioasă planificare și eficientă realizare a sarcinilor de plan în lucrările geologice de explorare, atît a celor de la suprafață cît și a celor subterane, din bazinul carbonifer Valea Jiului, se propune ca încadrarea rocilor după tăria lor la forare să se facă în jurul mediilor procentuale din tabela 1, medii care au rezultat din practica de teren și laborator și care reflectă într-o mare măsură realitatea.

4) La zăcămintele noi, unde se vor executa lucrări de explorare, se recomandă întocmirea de profile litologice tip (reprezentative) pe date din carotajul mecanic și geofizic, care vor duce la aprecieri corecte, științifice și economice.

BIBLIOGRAFIE

[1] Bacîru, P. *Contribuții la corelarea stratelor din bazinul carbonifer al Văii Jiului pe baza măsurătorilor geofizice de sondă.* Revista Minelor, nr. 10, 1961.

[2] Rusu, T. *Rezultatele geologice obținute prin măsurătorile geofizice la sondajele de explorare din bazinul carbonifer Valea Jiului.* Revista Minelor, nr. 2, 1960.

[3] Rusu, T. *Considerații geologice privind zonele de substituire facială a stratelor principale de cărbune din bazinul carbonifer Valea Jiului.* Revista Minelor, nr. 5, 1965.

Combaterea vibrațiilor la folosirea perforatoarelor pneumatice percutante

Ing. I. CONSTANTINESCU și
ing. A. DARABONT

Problema combaterii vibrațiilor a căpătat în ultimele decenii o importanță deosebită și a devenit de o mare actualitate. Aceasta se datorește pe de o parte creșterii puterii surselor de vibrații, iar pe de altă parte faptului că vibrațiile produc efecte dăunătoare sănătății omului.

În țara noastră, în scopul asigurării unor cît mai bune condiții de lucru, au fost puse bazele unei acțiuni largi de combatere a vibrațiilor. Această acțiune se încadrează în problema generală și complexă de îmbunătățire a condițiilor de protecție a muncii.

În industria minieră există numeroase surse de vibrații (ciocane de abataj, perforatoare pneumatice percutante ș. a.) care au o acțiune dăunătoare asupra sănătății muncitorilor. Problema devine și mai actuală, dacă se ține seama de faptul că noile tipuri de perforatoare fabricate în țară (CP-24 și CP-16) produc vibrații mult mai puternice decît vechile tipuri (CP-19 și CP-23).

În cele ce urmează se analizează metodele de atenuare a efectelor dăunătoare ale vibrațiilor asupra organismului muncitorilor care folosesc perforatoarele percutante pneumatice.

I. Acțiunea asupra omului a reculului și vibrațiilor

În timpul perforării, corpul perforatorului execută mișcări oscilatorii. Cauzele acestor oscilații sînt: variația periodică a presiunii la ambele extremități ale cilindrului, ciocnirea bucșei sfredelului de gulerul sfredelului, funcționarea mecanismului cu clicheți ș. a.

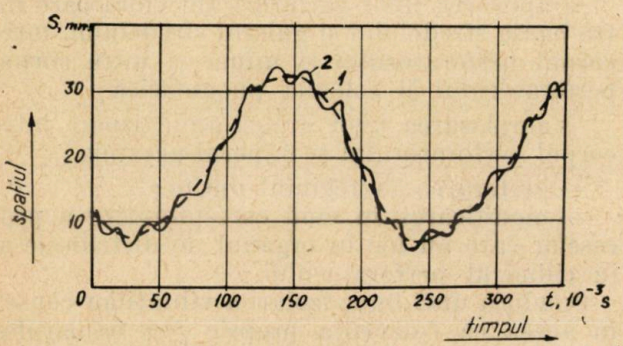


Fig. 1. Mișcările oscilatorii complexe.

Mișcările oscilatorii complexe ale corpului perforatorului se pot descompune în oscilații de frecvență mică *1* și de mare amplitudine și oscilații suprapuse de frecvență mare *2* de mică amplitudine (fig. 1).

Oscilațiile *2* corespund ca frecvență cu frecvența percuțiilor pistonului, iar oscilațiile *1* corespund pentru mai multe curse ale pistonului și depind de mărimea forței de împingere aplicată asupra mînerului. În figura 2 sînt redate curbele care indică influența forței de împingere asupra oscilațiilor corpului perforatorului în cazul unui perforator de tip ușor.

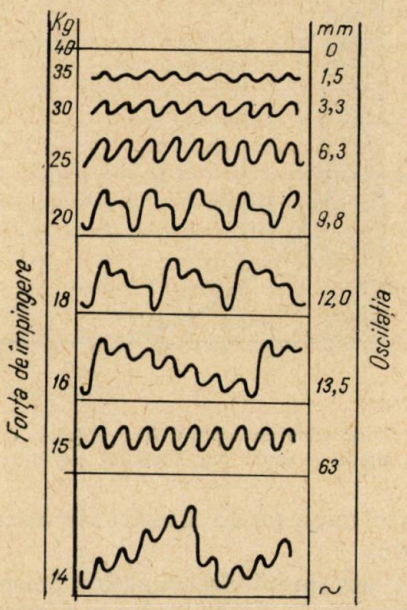


Fig. 2. Curbele care indică influența forței de avans asupra oscilațiilor corpului perforatorului pentru un perforator de tip ușor.

În cazul perforatoarelor pe suport pneumatic telescopic mîinile muncitorului sînt în contact cu mînerul perforatorului, menținînd direcția de perforare; atît mînerul cît și regulatorul de presiune a coloanei pneumatice, sînt în stare vibratorie. Lucrînd un timp îndelungat în aceste condiții muncitorul poate contracta maladia profesională a vibrațiilor. Simptomele caracteristice ale acestei maladii constau în aceea că bolnavul se plînge de dureri în regiunea mîinilor, care apar fără motiv și revin mai ales noaptea, în timpul somnului. Localizarea cea mai frecventă a durerilor este în mîini, mai rar în antebraț. La unii se constată paloarea degetelor la frig și la spălatul cu apă rece. Cînd maladia capătă o formă mai pronunțată, bolnavii se plîng de pierderea sensibilității: cel mai greu este suportată pierderea sensibilității tactile, care împiedică sau îngreuiază executarea lucrărilor fine.

II. Norme de igiena muncii pentru limitarea vibrațiilor

Pe baza cercetărilor experimentale și observațiilor clinice au fost stabilite norme de igiena muncii pentru limitarea influenței vibrațiilor, conform cărora, pentru o frecvență determinată a vibrațiilor f_v se dă limita admisibilă a amplitudinii A_{adm} [4].

Sub curba $f_v = \varphi\ (A_{adm})$ din figura 3 sînt indicate trei zone care corespund frecvențelor

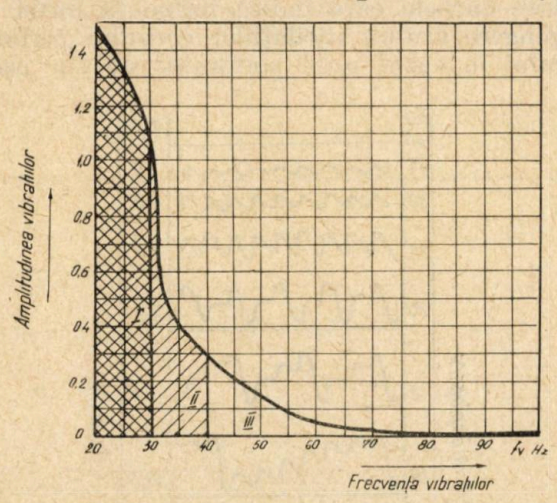


Fig. 3. Zone care corespund frecvențelor de vibrații mici, medii și mari ale corpului perforatorului.

de vibrații mici, medii și mari ale corpului perforatorului.

Zona I corespunde frecvențelor joase sub $f_v \leqslant$ $\leqslant 30$ Hz (pînă la 1 800 lov/min) pentru care se admit amplitudini de recul pînă la 1,2 mm și peste.

Zona intermediară II este delimitată de frecvențe între 30 și 40 Hz (de la 1 800 la 2 400 lov/min), la care amplitudinile admisibile se găsesc între limitele 0,29 și 1,0 mm. Reculul corpului perforatorului este de cîteva ori mai slab și începe să acționeze ca factor nociv o dată cu mărirea frecvenței oscilațiilor.

În zona III sînt cuprinse frecvențele peste $f_v > 40$ Hz care corespund perforatoarelor rapide (peste 2 400 lov/min), amplitudinile admisibile fiind mai mici de 0,29 mm, cînd practic reculul este eliminat. Factorul nociv predominant în această zonă este frecvența vibrațiilor.

Întrucît practica a demonstrat că prevederile acestor norme de igiena muncii sînt nesatisfăcătoare, prof. E. T. Andreeva Galanina a propus corectarea lor prin introducerea unui coeficient de siguranță β, care este raportul dintre amplitudinea admisibilă a vibrației și cea efectivă. Pentru $\beta \geqslant 4$ lucrul cu perforatorul pneumatic este sigur. Pentru $1 < \beta < 3$ lucrul cu perforatorul poate continua sub o supraveghere sistematică, iar pentru $\beta < 1$ lucrul cu perforatorul este interzis [3].

Normele indicate mai sus prezintă interes din punctul de vedere al acțiunilor nocive ale frecvenței vibrațiilor, dar nu țin seama de influența reculului, care se manifestă în special la perforatoarele cu frecvență mică a percuțiilor.

Factorul principal care determină acțiunea reculului asupra omului este mărimea lucrului mecanic efectuat prin deplasarea corpului perforatorului (lucrul mecanic de recul).

Pentru determinarea aproximativă a lucrului mecanic de recul, corespunzător unei percuții, se poate folosi relația:

$$L_c = \eta_m \cdot p_{med} \cdot s_c \cdot A, \qquad (1)$$

unde:

η_m este randamentul mecanic;

p_{med} — presiunea medie a aerului din cilindru;

s_c — cursa corpului perforatorului;

A — secțiunea cilindrului.

Pentru determinarea mai exactă a lucrului mecanic de recul este necesar să se determine curba de variație a deplasării corpului cu ajutorul oscilografului.

III. Mijloace de combatere a reculului și vibrațiilor

S-a constatat că la toate perforatoarele moderne, caracteristica vibrațiilor depășește prevederile normelor de igiena muncii. De aceea în străinătate în multe institute de cercetări și laboratoare uzinale se depune o activitate intensă pentru găsirea mijloacelor eficiente în vederea micșorării efectelor dăunătoare a reculului și vibrațiilor asupra organismului uman.

Căile de combatere a reculului și vibrațiilor perforatoarelor pot fi următoarele:

— aplicarea mijloacelor individuale de protecție, ca de exemplu, mănușile antivibratoare;

— aplicarea unor garnituri antivibratoare între bucșa sfredelului și gulerul sfredelului, între corpul perforatorului și mîner și între corpul perforatorului și coloana pneumatică;

— amplasarea unor arcuri amortizoare între corpul perforatorului și mînerul acestuia;

— perforarea în regimul optim;

— modificarea în mod corespunzător a proceselor care au loc în organul de distribuție și în cilindrul perforatorului.

Condiția unei bune izolări a vibrațiilor constă în aceea că frecvența proprie f a oscilațiilor amortizorului trebuie să fie mult mai mică decît frecvența f_p a vibrațiilor perforatorului.

Gradul de vibroizolație [4] se caracterizează prin coeficientul de transmitere a deplasării:

$$\delta = \frac{A}{A_p} = \frac{1}{\left(\frac{f_P}{f}\right)^2 - 1}, \qquad (2)$$

unde:

A este amplitudinea oscilaţiilor corpului amortizorului, mm;

A_p — amplitudinea oscilaţiilor corpului perforatorului, mm.

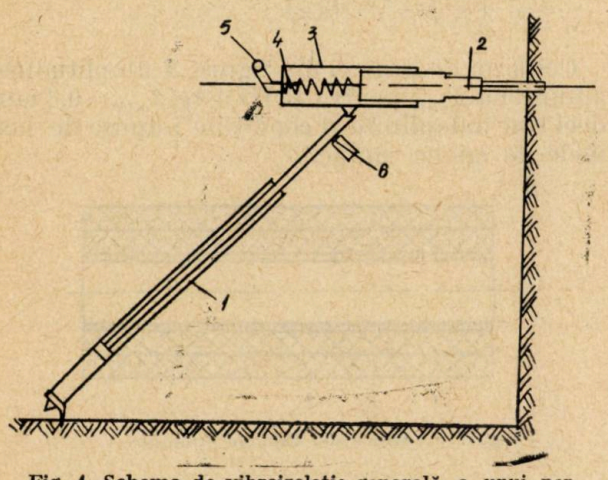


Fig. 4. Schema de vibroizolaţie generală a unui perforator pe suport.

De obicei, în tehnică, corpurile se consideră că posedă un înalt grad de izolaţie faţă de vibraţii în cazul în care:

$$\delta \leqslant \frac{1}{8}.$$

Pentru respectarea normelor de igiena muncii este necesar ca

$$A \leqslant A_{adm},$$

unde A_{adm} este amplitudinea admisibilă a oscilaţiilor corpului perforatorului.

În cazul perforatoarelor uşoare montate pe suport pneumatic telescopic, perforatorul în

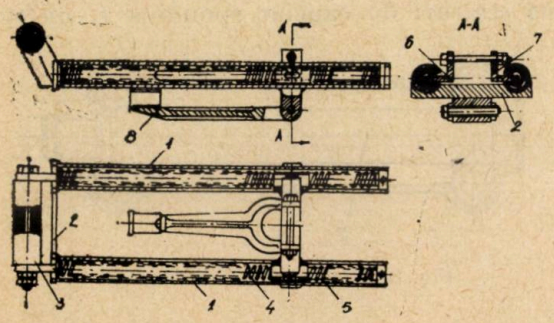


Fig. 5. Dispozitivul Pneumatica tip KV-1 de combatere a vibraţiilor.

stare de vibraţie poate fi izolat, atît faţă de mîner, cît şi faţă de suportul pneumatic (vibroizolaţie generală) sau numai faţă de mîner (vibroizolaţie parţială).

În figura 4 este redată schema de vibroizolaţie generală a unui perforator uşor pe coloană. Forţa de împingere a suportului pneumatic *1* se transmite perforatorului *2* prin intermediul corpului *3* şi a arcului *4*. În acest mod se izolează de vibraţii mînerul *5* şi regulatorul de presiune *6* cu care muncitorul vine în contact în procesul perforării.

Pe baza acestei scheme la Uzina Pneumatica din U. R. S. S. s-a executat dispozitivul KV-1 (fig. 5) care a fost încercat în condiţii de subteran. Încercările s-au efectuat cu perforatoare PR-24L montate pe suporţi pneumatici P-18 LA. Măsurătorile efectuate au arătat că vibraţiile s-au redus de opt ori, iar productivitatea muncii la perforatoare a crescut în măsură apreciabilă.

Dispozitivul KV-1 constă dintr-o ramă formată din două ţevi sudate *1* cu placa trans-

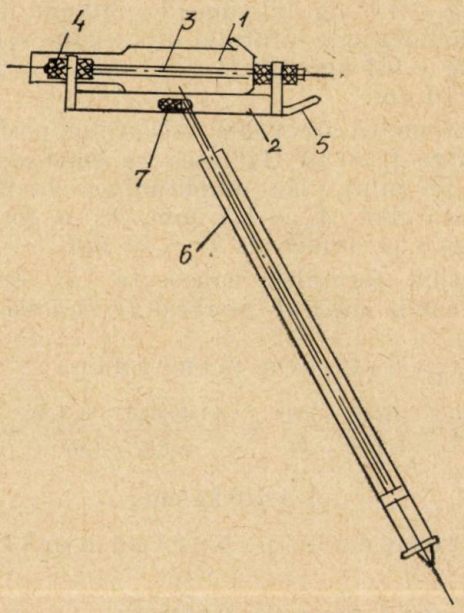


Fig. 6. Dispozitiv de amortizare a vibraţiilor cu amortizoare de cauciuc.

versală *2*, de ramă fiind fixat mînerul *3*. În tuburile *1* sînt amplasate arcurile *4* şi *5* între care se găsesc cursorii *6* şi *7*, solidarizaţi cu perforatorul şi avînd posibilitatea să se deplaseze de-a lungul canalelor frezate în tuburile *1*. Forţa de avans a suportului pneumatic se transmite perforatorului prin intermediul furcii *8*.

În cazul extragerii sfredelului din gaura perforată, forţa se transmite prin intermediul resortului *5*.

Dispozitivul de amortizare a oscilaţiilor redat în figura 6 se deosebeşte de cel precedent prin aceea că foloseşte amortizare de cauciuc. La acest dispozitiv perforatorul *1* este solidarizat cu rama *2* prin tijele *3* şi garniturile de cauciuc *4*, astfel că vibraţiile se transmit mînerului *5*,

atenuate. Separatorul pneumatic *6* este izolat de vibrațiile perforatorului datorită amortizorului de cauciuc *7*.

Un alt mijloc deosebit de eficace de atenuare a transmiterii vibrațiilor la organismul muncitorului este bandajarea mînerului perforatorului cu un strat de cauciuc spongios.

În prezent, mînerele perforatoarelor fabricate în țară (CP-24, CP-16, CP-23, CP-19 și CP-29) sînt prevăzute cu un strat de cauciuc compact, care nu are prea bune proprietăți vibroizolante.

Pentru demonstrarea celor afirmate mai sus, se va calcula mînerul perforatorului CP-24, considerînd două cazuri: mînerul prevăzut cu un strat de cauciuc compact și apoi prevăzut cu un strat de cauciuc spongios.

Se consideră că stratul de cauciuc compact are modulul de elasticitate $E = 40$ kg/cm², diametrul exterior $D = 3{,}6$ cm, diametrul interior $d = 1{,}6$ cm, lungimea $l = 10$ cm, în timp ce caracteristicile stratului de cauciuc spongios sînt: $E = 0{,}7$ kg/cm², $D = 5{,}1$ cm, $d = 2{,}1$ cm și $l = 10$ cm.

Admitem că frecvența oscilațiilor perforatorului este $f_P = 40$ Hz (ceea ce corespunde la 2 400 lov/min), iar amplitudinea oscilațiilor perforatorului $A_p = 1{,}5$ mm, la o forță de împingere pe mîner de $F = 10$ kgf.

Folosind formulele cunoscute [4], rezultă:

a. Pentru *mînerul prevăzut cu cauciuc compact*:

— r i g i d i t a t e a m î n e r u l u i

$$K_C = \frac{El\,(D + 8d)}{2\,(D - d)} = \frac{40 \cdot 10\,(3{,}6 + 8 \cdot 1{,}6)}{2\,(3{,}6 - 1{,}6)} =$$

$$= 1\,640 \text{ kg/cm};$$

— f r e c v e n ț a p r o p r i e a o s c i l a ț i i l o r:

$$f_c = \frac{1}{2\pi}\sqrt{\frac{K \cdot g}{F}} = \frac{1}{2\pi}\sqrt{\frac{1\,640 \cdot 981}{10}} = 64 \text{ Hz}.$$

Deoarece frecvența proprie a oscilațiilor mînerului din cauciuc compact este mai mare decît frecvența oscilațiilor perforatorului, rezultă că mînerul din cauciuc compact nu îndeplinește condițiile de vibroizolație.

b. Pentru *mînerul prevăzut cu cauciuc spongios*, folosind aceleași formule, obținem: $K_s = 15{,}7$ kg/cm și $f_s = 6{,}3$ Hz.

Conform relației (2) coeficientul de transmitere a deplasării este:

$$\delta = \frac{1}{\left(\frac{40}{6{,}3}\right)^2 - 1} = \frac{1}{39{,}4} \ll \frac{1}{8},$$

deci mînerul din cauciuc spongios are un înalt grad de izolație contra vibrațiilor.

Folosind tot formula (2), se poate calcula amplitudinea deplasării corpului perforatorului:

$$A = \frac{A_p}{\left(\frac{f_P}{f_s}\right)^2 - 1} = \frac{1{,}5}{\left(\frac{40}{6{,}3}\right)^2 - 1} = 0{,}0381 \text{ mm}.$$

Conform diagramei din figura 3 amplitudinea admisibilă A_{adm} pentru 40 Hz este $A_{adm} = 0{,}3$ mm, deci sînt îndeplinite și condițiile impuse de normele de igiena muncii.

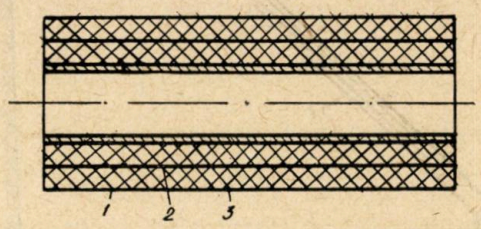


Fig. 7 a. Mîner din cauciuc spongios.

În concluzie, este recomandabil ca Uzina Independența—Sibiu să înlocuiască mînerele perforatoarelor CP-24 și CP-16 din cauciuc compact, cu mînere din cauciuc spongios.

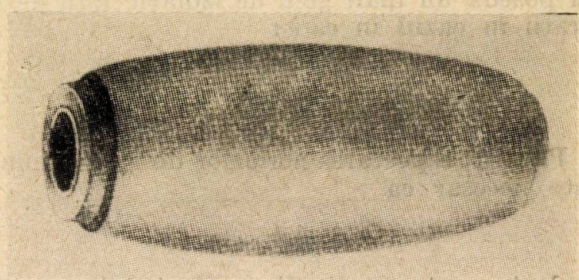


Fig. 7 b. Mîner din cauciuc spongios.

Un asemenea tip de mîner a fost executat și experimentat la Institutul TNIIPodzemșahtostroi (fig. 7 a și 7 b). Mînerul constă din două straturi de cauciuc spongios *1*, un strat

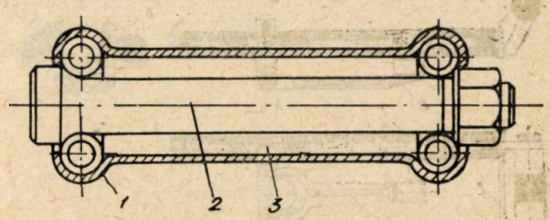


Fig. 8. Mînere antivibratoare.

intermediar *2* și un perete exterior subțire din cauciuc compact *3*. Cu toate că diametrul mînerului este mărit, este relativ comod de ținut în mîini, datorită flexibilității cauciucului spongios.

La alte mine sînt răspîndite mînerele antivibratoare reprezentate schematic în figura 8.

Ca elemente antivibratoare se folosesc inelele din cauciuc *1* goale în interior, fixate pe cele două capete ale tijei *2*. Pe inele se montează un tub de oţel pe care se aşază mîna muncitorului.

Alt mijloc de combatere a vibraţiilor corpului perforatorului constă în folosirea amortizoarelor dinamice. Avantajele amortizoarelor

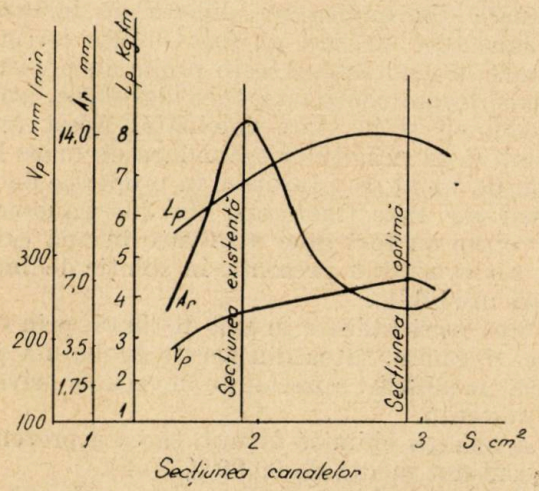


Fig. 9 a. Influenţa secţiunii canalelor de admisie.

dinamice, în comparaţie cu dispozitivele pentru vibroizolarea generală a perforatoarelor, constau în aceea că sînt de greutate mai mică, simple şi eficace.

Totuşi, deoarece în procesul perforării presiunea aerului comprimat şi prin urmare şi frecvenţa oscilaţiilor perforatorului poate să varieze,

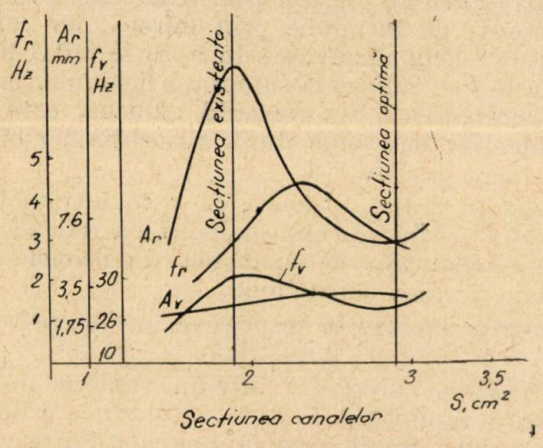


Fig. 9 b. Influenţa secţiunii canalelor de admisie.

este necesar să se prevadă un dispozitiv prin care să se poată modifica frecvenţa proprie, de oscilaţie a amortizorului. Asemenea dispozitive complică mult construcţia şi îngreuiază răspîndirea amortizoarelor dinamice.

Altă cale de micşorare a vibraţiilor corpului perforatoarelor constă în alegerea unei secţiuni optime a canalelor pentru admisia aerului la cursa de revenire a pistonului. Încercările experimentale au arătat că secţiunea acestor canale are o mare influenţă asupra reculului şi vibraţiilor corpului perforatorului.

Făcîndu-se încercări asupra perforatorului PR-30 K [7] s-a constatat că secţiunea optimă a acestor canale este de 2,888 cm².

Influenţa secţiunii canalelor pentru admisia aerului la cursa de revenire asupra frecvenţei reculului f_r, amplitudinii de recul A_r frecvenţei vibraţiilor f_v, amplitudinii vibraţiilor A_v, vitezei de perforare V_p şi a lucrului mecanic de percuţie L_p la perforatorul PR-30 K din diagramele din figurile 9a şi 9b.

Concluzii

1. Lucrul muncitorului cu perforatorul poate avea efecte dăunătoare asupra organismului său, ca urmare a vibraţiilor şi reculului corpului perforatorului. Vibraţiile produc jenarea vaselor de sînge, iar reculul îmbolnăvirea articulaţiilor.
2. Pentru a reduce reculul este necesar să se perforeze în regim optim (forţa optimă de împingere).
3. Pentru a combate efectul dăunător al vibraţiilor perforatoarelor CP-24 şi CP-16 fabricate în ţară este recomandată înlocuirea mînerelor din cauciuc compact cu mînere din cauciuc spongios.
4. De asemenea, este necesar să se determine prin încercări, secţiunea optimă a canalelor pentru admisia aerului la cursa de revenire.
5. Trebuie studiată, de asemenea, posibilitatea aplicării unui dispozitiv care să asigure vibroizolaţia perforatorului, atît faţă de mîner, cît şi faţă de regulatorul de presiune suportului pneumatic.

BIBLIOGRAFIE

[1] Grumăzescu, M., Stan, A. ş.a. *Combaterea zgomotului şi vibraţiilor.* Ed. tehnică, Bucureşti, 1964.

[2] * * * *Combaterea zgomotului şi vibraţiilor.* Vol. II. Vibraţii. Referate şi comunicări prezentate la a doua consfătuire organizată în Bucureşti (14—16 noiembrie 1963), 1964.

[3] Andreeva Galanina, E. T. *Vibraţiile şi importanţa lor în igiena muncii.* I.D.T., 1958.

[4] Fedotov, A. N. şi Koroli, L. B. *Perforatori na pnevmopoderjkah.* Izdatelstvo Nedra, Moskva, 1965.

[5] Begagoen, I. A. şi Diadiura, A. G. *Ustroistvo i rasciot sovremennîh perforatorov i pneumaudarnikov.* Gosgortehizdat, Moskva, 1963.

[6] Pilat I. şi Gavrilescu, N. *Bolile profesionale.* Ed. medicală, Bucureşti, 1966.

[7] Pavlov, K. V. şi Sovetov, G. A. *Influenţa secţiunii canalelor pentru admisia aerului la cursa de revenire, asupra productivităţii, reculului şi vibraţiilor perforatorului.* Gornîi jurnal, nr. 2, 1963.

Sortarea prin Fluorescență a sării geme contaminată cu incluziuni bituminoase

AL. ISOPESCU,
DAN PETRESCU și
DOINA STANCIU

În ultimii treizeci de ani, mulți cercetători au studiat prin fluorescență diferite minerale, făcînd constatări interesante. Concluzia principală care se desprindea din aceste studii a fost că sub acțiunea radiațiilor ultraviolete filtrate, emise de o lampă de cuarț analitică, unele minerale din roci pot prezenta fluorescențe care, în unele cazuri, pot fi caracteristice.

Folosindu-se această metodă, se pot pune în evidență o serie de caracteristici calitative și cantitative, pentru a căror determinare, prin alte procedee, ar fi necesare lucrări analitice laborioase și cu o tehnică experimentală dificilă.

H. Lehman [18], examinînd la microscop lame subțiri de sare sub raze ultraviolete, a observat o fluorescență galbenă, netă și foarte intensă provocată de incluziuni de petrol în cristalele cubice de sare.

De asemenea, în anul 1930, Royer, menționat de Déribéré [9], a citat unele eșantioane de sare care cuprindeau incluziuni de hidrocarburi lichide, prezentînd o fluorescență gălbuie, caracteristică.

Alți autori ca Przibram [10] a notat și fenomene de termoluminescență la sarea gemă de Hall (Tirol).

Studii ample asupra fluorescenței mineralelor au executat, în țara noastră, M. Popovici, A. Redeș ș.a. [19].

Identificarea mineralelor cu ajutorul razelor ultraviolete

Razele ultraviolete au fost utilizate pentru a se cerceta în mod rapid și a se sorta pe loc mineralele fluorescente în mină (sheeilta) de mai mulți cercetători: Barret [1], Vandenburg [2, 3] și alții [14, 17].

Operația de sortare se poate face ușor, așezînd mineralele sfărîmate pe o bandă rulantă, care le va trece sub un izvor de raze ultraviolete.

În cele ce urmează, se prezintă rezultatele cercetărilor noastre asupra fluorescenței unor probe de sare gemă, prelevate din diferite saline din țară și străinătate.

1. *Sarea de Slănic.* La Salina Slănic se exploatează unul din cele mai mari zăcăminte de sare din țara noastră care formează un masiv de aproximativ 5 km³.

Zăcămîntul de la Slănic se prezintă cu zone periferice avînd impregnații masive de bitumine; în unele zone sînt intercalații de sare curată cu sare cu conținut de bitumine.

Sarea din aceste probe se prezintă cu o structură formată din blocuri de cristale incolore, avînd unele nuanțe albe-cenușii sau cenușii-slab-vineții; prin măcinare se obține însă sare albă.

a. Trei probe de sare curată (comestibilă) preluate din exploatare, lipsite de incluziuni de substanțe străine, au fost supuse cercetării cu raze ultraviolete. Aceste probe au prezentat o slabă fluorescență cu reflex lilas-difuz, atît în bucată, cît și în stare măcinată. Acest reflex se datorește radiațiilor secundare de mare lungime de undă care însoțesc în proporție de 8% fluxul de raze fluorigene de 365 nanometri.

Probele au fost apoi dizolvate în apă caldă. Nu s-a constatat prezența în soluție de impurități insolubile.

După recristalizare în apă distilată, prin fierbere și răcire, sarea din aceste probe n-a prezentat modificări apreciabile în ceea ce privește fluorescența.

La analiza chimică făcută, sarea a prezentat un conținut mediu de 99,90% NaCl.

Prezența de bitumine în aceste probe nu s-a putut pune în evidență nici prin fluorescență.

b. Trei probe de sare luate din zonele contaminate cu impregnații de țiței și alte bitumine.

Sarea din aceste zone, indicate de tehnicienii salinei, nu se exploatează din cauza prezenței impregnațiilor.

Probele respective au fost prelevate din zona periferică a zăcămîntului.

La examenul organoleptic al probelor se simte prezența de bitumine prin mirosul lor caracteristic. Prin dizolvarea în apă, la cald, bituminele s-au ridicat la suprafața lichidului, unde au prezentat o fluorescență galbenă, care s-a evidențiat mai bine după absorbția pe hîrtie de filtru cantitativă.

Aceste probe, studiate în raze ultraviolete, prezintă o fluorescență galbenă cu reflexe violacee, care le-a deosebit net de primele trei probe de sare comestibilă.

Sarea din zonele respective ar putea fi utilizată în scopuri industriale.

Încălzind progresiv într-un tubușor de încercare fragmente de sare, se produce o decrepitare, însoțită de termoluminescență care apare la 190°C, în forma unei luminozități frumoase, galbene cu nuanțe roz.

Calcinînd sarea la 600—700°C timp de două ore, termoluminescența trece la extincție și, după răcire, se constată că sarea din probele respective a pierdut fluorescența galbenă. Aceasta se explică prin evaporarea bituminelor volatile și descompunerea bituminelor grele prin piroliză.

Încercările de a se determina cantitativ conţinutul de bitumine nu au dus la rezultate concludente, existînd mari variaţii între cifrele găsite.

c. Ultimele trei probe au fost prelevate dintr-o zonă în care sarea comestibilă este intercalată cu strate avînd impregnaţii bituminoase. Din cauza riscului ce există ca în cursul exploatării să se amestece sarea bună cu cea bituminoasă, se evită exploatarea acestor zone.

Pe cale organoleptică probele nu pot fi apreciate în mod sigur şi nici nu pot fi clasate sigur în categoria sării contaminate cu bitumine; prin dizolvarea lor în apă fierbinte, se simte un miros slab de bitumine numai la una din probe.

La cercetare în razele ultraviolete se constată net, la una din probe , prezenţa bituminelor, prin apariţia fluorescenţei galbene, caracteristice, însoţită de reflexe violacee (la proba ce prezintă miros caracteristic prin dizolvare în apă fierbinte).

Celelalte două probe n-au prezentat fluorescenţe caracteristice pentru bitumine.

Prin încălzire la peste 200°C, probele au produs o slabă termoluminescenţă albăstruie.

d. S-a mai studiat o probă de sare alcătuită dintr-un agregat de cristale mari, incolore, concrescute, cu dimensiuni de 3 ×5 ×6 cm. Proba a prezentat fisuri de 1—2 mm grosime, umplute cu materie minerală cu conţinut de calcită şi ghips.

În razele ultraviolete, proba a prezentat o foarte slabă fluorescenţă violacee, caracteristică sării pure, întreruptă de zone opace la nivelul fisurilor; aici proba a prezentat o fluorescenţă galbenă-portocalie, caracteristică pentru prezenţa ghipsului şi foarte slabă fluorescenţă roză, caracteristică pentru calcite. Încălzită la peste 240°C, sarea a emis o termoluminescenţă roză.

2. *Sarea gemă de Slatina*

S-a examinat o probă de sare gemă de la Slatina, regiunea Maramureş, probă din colecţia Muzeului de istorie naturală Grigore Antipa din Bucureşti.

Eşantionul era format din cristale cubice concrescute, incolore, cu unele nuanţe cenuşii sau opalescente; în razele ultraviolete a prezentat o fluorescenţă slab violacee, caracteristică pentru sarea pură. S-a mai analizat în raze ultraviolete şi o serie de probe de sare gemă din alte ţări, după cum urmează:

3. *Sarea gemă din regiunea Irkutsk — U.R.S.S.*

S-a studiat o probă de sare gemă din U.R.S.S., salina Ust-Kutski regiunea Irkuţk — Siberia centrală (eşantionul nr. 134 din colecţia muzeului Grigore Antipa).

Proba s-a prezentat ca o masă albă pulverulentă, prinsă într-o masă spongioasă; prin frecare cu degetul, emite un sunet pronunţat, are gust leşietic-sărat, apropiat de gustul sodei.

În razele ultraviolete a prezentat o puternică fluorescenţă galbenă-opacă, cu unele reflexe difuze în culoare violet-brumărie.

4. *Sarea gemă de la Wieliczka — Republica Populară Polonă*

Eşantionul nr. 134 din colecţia Muzeului de istorie naturală Grigore Antipa era constituit din cristale cubice incolore mari, formate pe un suport de sare gemă cenuşie, cu structură microcristalină.

Cristalele mari au prezentat o slabă fluorescenţă albăstruie, ceea ce este o indicaţie că sarea respectivă este pură, iar suportul a prezentat o fluorescenţă cenuşie cu reflexe violete.

Fluorescenţa cenuşie este datorită impurităţilor.

Eşantionul de aceeaşi origine, format dintr-un monocristal de 5 ×6 ×9 cm avea, la o extremitate, o mică treime (cavitate în trepte), defect de cristalizare. În raze ultraviolete a prezentat o slabă fluorescenţă violacee, caracteristică pentru sarea pură.

Eşantionul nr. 1110/138, avînd zone incolore şi inele albe translucide a prezentat, de asemenea, fluorescenţă alburie, palidă, difuză.

Eşantionul nr. 1110/136, care este o probă de sare translucidă în strate groase, a prezentat o fluorescenţă cenuşie întunecată şi reflexe violete. Aceasta este o indicaţie că proba este impurificată cu substanţe minerale străine.

S-au mai examinat eşantioanele nr. 156, 152/1935, 149, care au prezentat fluorescenţă foarte slab albăstruie, caracteristică pentru sarea pură.

Eşantionul nr. 149, din aceeaşi colecţie, format dintr-o stalactită de sare lungă de 30 cm, provenind de la Wieliczka, formată din concreşterea unor cristale cubice, este incolor şi slab opalescent. În razele ultraviolete proba a prezentat o slabă fluorescenţă de culoare violacee, fluorescenţă caracteristică pentru sarea curată.

5. *Sarea gemă de la Salzkammergut*

Sarea gemă de la Salzkammergut, eşantionul nr. 11107/139 din colecţia Muzeului Grigore Antipa, prezintă o coloraţie roz-banană, cu zone colorate în nuanţele redate în tabela 1.

Tabela 1

Culoarea în lumina zilei	Culoarea fluorescenţei în razele ultraviolete
Zona portocalie	Violet-cenuşie cu reflexe roşcate
Gălbuie	Verzuie cu reflexe violete
Cenuşie	Indigo-cenuşie
Roz-banană	Violet catifelată

Nuanțele de fluorescență diferite se datoresc incluziunilor minerale în cantitate foarte mică și foarte fin dispersate.

Concluzii

Cercetarea cu ajutorul razelor ultraviolete a unor probe de sare din țară și străinătate a dus la următoarele constatări:

1. Metoda de cercetare cu raze ultraviolete a probelor de sare gemă și chiar a sării în zăcământ poate deveni o metodă pentru determinarea zonelor impurificate cu bitumine care declasează sarea și o fac neutilizabilă pentru alimentație.

2. Metoda este expeditivă, nu consumă materiale, putîndu-se examina, de către un tehnician experimentat, sute de probe pe oră.

BIBLIOGRAFIE

[1] Barret, R. L. *L'ultraviolet en minéralogie.* Americ. Mineralogist, 19, 578, 1934.

[2] Vandenburg, W. O. *Note sur l'emploi des lampes a ultra-violet dans les mines pour la détermination rapide de sheelit.* U.S. Bur. of Mines, Rpt. Circ. I.C. 6873, dec. 1935. Chem. Zbl. 1936, I, 2982.

[3] The Mining Magasine, febr. 1936.

[4] Déribéré M. Les appl. pratiques de la luminiscence. Dunod, Paris, 1946.

[5] Krejci Graf, K. și Hanna. *Couleur de fluorescence des minéraux.* Z. Kristallogr., 88, 200, 1934.

[6] Thornton, W. M. și Margaret Lewis, N. *Photographies de fluorescence des minéraux.* Bull. Soc. Franc. Mineral, 57, 268, 1934.

[7] Quinn, A. *Recherches pétrographiques en fluorescence.* Americ. Mineralogist 20, 446, 1935.

[8] Smith, E. și Parsons, W. H. *Etude sur la fluorescence dans les minéraux.* Americ. Mineralogist, 23, 8, 1938.

[9] Déribéré M. *Les appl. prat. de la luminiscence.* Dunod Paris, 1938, 1946, 1947, 1956.

[10] Przibram, K. *L'énigme du sel gemme bleu.* Kali 30, nr. 7, p. 61, 1936.

[11] Komowski, K. *Analiza mineralelor prin luminescență.* Isv. Acad. Nauk. Fiz. XIII, 1949.

[12] Fioletova, A. F. și Melkov, V. B. *Introducerea analizei de luminescență în bituminologie.* Moscova, Gostoptehizdat, 1946.

[13] Danckwortt, P. W. și Eisenbrand, J. *Lumineszenz-Analyse infiltrierten ultravioletten Licht.* Akademische Verlagsgesellschaft Geest und Portig Leipzig 1964.

[14] Stanciu, V. *Identificarea rocilor și mineralelor din zăcământ cu ajutorul razelor ultraviolete.* Rev. Muzeului Geologic-Mineralogic, p. 321—327. Univ. Cluj, 1936.

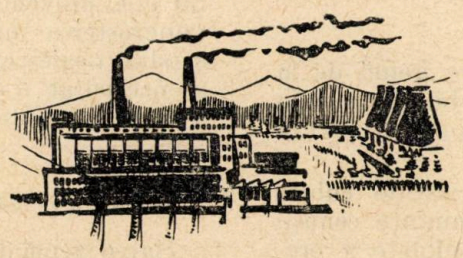
[15] Lieber, W. *Die Fluoreszenz von Mineralien.* Heidelberg 1957, 2 Aufl. 1958.

[16] Haberlandt, H. și Köhler, A. *Ubersicht über die Fluoreszenz von Mineralien.* Mikroskopie Sonderbd. I, Beitr. Fluoreszenzmikroskopie, 1949.

[17] Grum — Grsgimailo, S. W., Tolostichina, K., Rudnitskaja, J. S. *Über die Untersuchung von Lumineszenz von Mineralien.* Chem. Zbl., 1957, 32.

[18] Lehmann, H. *Das Lumineszenzmikroskop, seine Grundlassen und seine Anwendungen Z. Wiss.* Mikroskopie 30,417, 1914.

[19] Popovici, M., Popovici Elena, Apostol, L. și Redeș, Al. *La fluorescence des quelques mineraux de la collection du museum d'Histoire Naturelle, Gr. Antipa de Bucarest et ses applications pratiques.* Trav. du Museum d'Hist. nat. Gr. Antipa, Vol. III, Bucarest, 1962, pag. 477—499.



Note

Probleme de rezolvat în legătură cu îmbunătățirea continuă a calității produselor miniere

Ing. GR. MIRCESCU

În lumina Directivelor Congresului al IX-lea al P.C.R., calitatea produselor constituie obiectivul principal asupra căruia trebuie concentrată atenția oamenilor muncii în prezent.

Cu un accent deosebit se pune această problemă în industria minieră unde calitatea substanțelor minerale utile extrase este factor hotărîtor în eficiența economică a exploatării.

Noțiunea de calitate a producției miniere trebuie înțeleasă în sensul larg, urmărindu-se toată gama de aspecte de-a lungul procesului tehnologic de producție ca : nivelul tehnic la care se realizează produsele, aparatajul de control și verificare pentru determinarea precisă a calității, aprovizionarea tehnico-materială a unităților productive, caracteristicile funcționale și de utilizare a produselor, durabilitatea și siguranța în exploatare a produselor, finisajul și forma de prezentare. Îmbunătățirea calității produselor va trebui să se realizeze prin îmbunătățirea calității fiecărui sortiment în parte și nu prin înlocuirea acestora cu altele mai scumpe.

Principiul de bază al acțiunii este ca realizarea sarcinilor legate de calitatea produselor să devină un criteriu principal de premiere, de unde rezultă că obiectivul inițial al acțiunii va trebui să-l constituie tocmai perfecționarea acestui sistem de premiere.

Problemele ce urmează a fi studiate și selecționate, în vederea atingerii acestui prim obiectiv, sînt următoarele :

— determinarea caracteristicilor de calitate a produselor realizate ;

— stabilirea unui sistem de indicatori care să exprime caracteristicile de calitate și care să stea la baza acordării stimulentelor ;

— aducerea standardelor și normelor interne la nivelul cerințelor și al tehnicii mondiale, în special pentru produsele destinate exportului ;

— perfecționarea mijloacelor cu ajutorul cărora se măsoară indicatorii de calitate a produselor ;

— perfecționarea modului de planificare a calității produselor, precum și a modului de raportare a realizării acestora ;

— corelarea între calitățile necesare consumatorului și instalației de preparare, pentru a asigura materia primă la calitatea necesară.

Ca urmare a indicațiilor date de C.S.P., pentru a se pune la punct problemele enunțate mai sus, s-au adoptat unele criterii care au fost analizate la specificul industriei miniere.

Se va putea trece astfel la perfecționarea sistemului de cointeresare a muncitorilor, stabilindu-se formele de salarizare cele mai stimulative. Atît pentru muncitorii în acord cît și pentru cei în regie, mărimea premiilor pentru calitate se va stabili în raport cu realizarea indicatorilor de calitate prevăzuți pentru faza respectivă, luîndu-se în considerație efortul depus de muncitori pentru realizarea acestor indicatori.

La locurile de muncă unde sînt create condiții pentru salarizare în acord, pentru stimularea realizării calității se va putea introduce salarizarea în acord premial, în cadrul salariului mediu planificat.

Pentru produsele care se pot realiza pe mai multe calități, muncitorii vor putea fi stimulați prin introducerea unor tarife de acord diferențiate pe calități.

La locurile de muncă cu salarizare în regie, premiile acordate vor fi legate în principal de realizarea caracteristicilor de calitate, iar pentru muncitorii din activitățile auxiliare — de modul în care aceștia pot influența asupra realizării calității produsului finit.

Pentru personalul tehnico-administrativ, principalul criteriu de premiere trebuie să-l constituie, de asemenea, realizarea unor produse de calitate superioară.

Pentru aceasta este necesar mai întîi să se determine modul în care fiecare compartiment al întreprinderii contribuie la calitatea produselor. Pentru serviciile de concepție este mai potrivit ca premierea salariaților să se facă exclusiv pentru realizarea condițiilor proprii de calitate, independent de criteriile stabilite pentru întreaga întreprindere, iar pentru compartimentele legate de execuție, premierea poate fi corelată cu respectarea strictă a procesului tehnologic.

La personalul din secțiile și atelierele auxiliare se va ține seama de felul în care activitatea compartimentelor respective influențează realizarea sarcinilor celorlalte compartimente. La compartimentele care au numai o influență redusă asupra calității produselor, premierea va putea fi legată de rezolvarea criteriului stabilit pentru întreaga întreprindere, cu referire la calitatea produselor. Diferențierea cotelor de premiere se poate face prin stimularea cu precădere a compartimentelor care influențează în cea mai mare măsură calitatea produselor.

Pentru exprimarea cît mai fidelă a nivelului calitativ pe întreaga unitate productivă, se poate alege dintre indicatorii cu care se planifică sarcinile, pe cei mai reprezentativi, avîndu-se în vedere să nu se slăbească interesul pentru ceilalți indicatori de plan.

În funcție de specificul fiecărei ramuri de producție minieră, se pot nominaliza care dintre principalii indicatori de plan pot constitui condiții de premiere (planul de beneficii, prețul de cost, producție marfă vîndută și încasată etc.). În paralel se va ține seama și de alte elemente legate de calitatea produselor ca : returnările de la control, respingerile de produse de către beneficiari, numărul reclamațiilor etc.

Constituirea fondului de premiere pentru personalul tehnic-administrativ, pe baza indicatorilor planificați nominalizați ca criterii de premiere, se poate face prin stabilirea unei cote de bază, diferențiate, în funcție de importanța ramurii respective și alte elemente ca : ponderea producției destinate la export, ponderea produselor noi asimilate, obținerea unor caracterstici de calitate superioară etc.

Fondul determinat prin aplicarea cotei de bază va fi prevăzut în mod distinct în planul de muncă și salarii.

Pentru diferite nivele de depășire a sarcinilor privind criteriul de premiere, se va stabili un fond suplimentar, sensibil mai mic decît fondul cotei de bază.

Fondul de premiere se poate reduce proporțional cu nerealizările, iar la un anumit nivel de nerealizări se anulează.

Fondul de premiere se defalcă pe servicii și secții de producție corespunzător cu aportul adus pentru îmbunătățirea calității produselor și fondul de salarii tarifar.

O atenție deosebită va trebui să se dea organizării și recompensării serviciului de control tehnic al calității. Personalul acestui serviciu va trebui să fie foarte competent pentru a putea face propuneri valoroase în ceea ce privește unele modificări în fluxul tehnologic care să ducă la îmbunătățirea calității produselor.

Recomandările controlului tehnic de calitate vor cuprinde măsuri pentru înlăturarea cauzelor care împiedică realizarea unor produse de calitate și vor fi analizate de conducerea întreprinderii.

Aceste considerente și exigența controlului efectuat, tradusă prin lipsa de reclamații din partea clienților, vor determina cuantumul de premiere a serviciului respectiv.

În cadrul măsurilor ce trebuie luate pentru perfecționarea sistemului de premiere, în vederea îmbunătățirii calității produselor și pentru concretizarea sarcinilor ce revin întreprinderilor pe această linie, este necesar să se analizeze modul de planificare a calității produselor și de raportare a realizării acesteia.

În acest sens se vor stabili indicatorii ce trebuie introduși în plan pentru a reflecta realizarea sarcinilor de îmbunătățire a calității produselor. De pildă, unii din indicatori prin care se poate planifica îmbunătățirea calității producției miniere sînt :

— proporția de sortimente de concentrare față de volumul producției de minereu brut ;

— creșterea conținutului de metal util sau substanță minerală utilă în concentrate și minereu marfă, prin perfecționarea procesului tehnologic de exploatare și preparare ;

— îmbogățirea listei de produse marfă cu unele sortimente avînd caracteristici de calitate superioară față de produsele curente.

Ca probleme auxiliare de ordin tehnico-organizatoric ce trebuie avute în vedere în procesul de fabricație, în vederea creării condițiilor tehnice necesare pentru obținerea unei calități superioare, se recomandă :

— aprovizionarea ritmică cu materiale, la nivel calitativ superior ;

— punerea la punct și pregătirea tehnologică în timp util a instalațiilor, utilajelor și sculelor cu care este dotată întreprinderea ;

— sarcinile de producție să fie corelate cu capacitățile utilajelor în funcțiune folosite la un regim de lucru normal ;

— încadrarea locurilor de muncă cu muncitori de calificare corespunzătoare ;

— condiții corespunzătoare de transport și depozitare.

După rezolvarea acestor probleme, pe baza unui plan de măsuri care se va întocmi și urmări pentru realizarea de către serviciul control tehnic al calității produselor, se va stabili influența pe care ele au avut-o asupra calității și volumului producției, asupra productivității muncii, prețului de cost, prețului de vînzare și beneficiilor reale.

Desfășurarea în timp a întregii acțiuni se preconizează în următoarele etape :

a) Perfectarea criteriilor de calitate pentru toate sortimentele de minereuri marfă și stabilirea indicilor de bază pentru planificarea și urmărirea sarcinilor de calitate. Standardele și normele interne, reprezentînd expresia finală a criteriilor de calitate, trebuie menținute în permanență la nivelul tehnicii mondiale.

Metodologia practicată în prezent în domeniul standardizării și a elaborării normelor interne cuprinde unele prevederi care îngreuiază rezolvarea rapidă și eficientă. Este necesar deci să se studieze și însușească unele perfectări în procedura de standardizare și normare.

În actuala metodologie de planificare și raportare statistică a indicilor de calitate, este de asemenea necesar a se aduce completările și îmbunătățirile arătate mai sus, în scopul de a face posibilă evidența și analiza modului în care se îndeplinesc sarcinile de calitate, pentru a se putea interveni la timp și cu măsuri potrivite.

b) Corelarea îmbunătățirii calității cu problema economiei de materiale și manoperă. Îmbunătățirea calității produselor se realizează, în general, pe seama unor creșteri la consumul de materiale și manoperă. În paralel, trebuie dusă și acțiunea de creștere a productivității muncii și reducerea prețului de cost prin raționalizarea consumului de manoperă și materiale. Aceste două acțiuni nu trebuie să se stînjenească una pe cealaltă, deși la prima vedere par a duce la rezultate diametral opuse.

Orientările care se dau pentru realizarea în chip armonios a ambelor acțiuni se bazează pe dotarea cu utilaje și instalații la nivel tehnic corespunzător, evitarea de consumuri specifice exagerate prin folosirea de materiale și materii prime de bună calitate, măsuri pentru reducerea totală a unei producții rebutabile etc.

c) Măsuri tehnico-organizatorice pentru îmbunătățirea permanentă a calității. Aceste măsuri se iau în toate fazele procesului tehnologic de producție și trebuie să aibă în vedere, în mod deosebit, concepția tehnologică a fluxului, dotarea cu aparatură de măsură și control, controlul riguros al calității și urmărirea produselor în exploatare.

d) Stimularea financiară a activității întreprinderii, avînd ca criteriu de bază calitatea produselor. Pentru a se putea realiza condițiile financiare necesare în vederea stimulării pe criteriul amintit, trebuie avute în vedere, în primul rînd, dimensionarea justă a stocurilor de materiale, diferențierea prețurilor pe calități, creșterea producției de export, concordanța condițiilor de livrare cu cerințele clienților etc.

e) Prin îmbunătățirea sistemului actual de premiere, calitatea să constituie criteriul primordial al cointeresării materiale. Avînd la bază o pregătire temeinică și o perioadă de experimentare, va trebui să se realizeze îmbunătățirea regulamentelor de premiere, după care se va trece la elaborarea definitivă a unui nou sistem premial. Se vor experimenta diferite posibilități de exprimare sintetică a rezultatelor obținute în îndeplinirea sarcinilor de calitate, iar după stabilirea celor mai corespunzători indicatori se va trece progresiv la generalizarea lor.

O serie de măsuri vor trebui să ducă și la cointeresarea muncitorilor în această problemă. De pildă, este posibil să se treacă la salarizarea în regie cu prime pentru calitate, acolo unde salarizarea în acord ar influența negativ asupra calității sau să se efectueze un spor pentru calitate la o salarizare revizuită în acord.

Pentru ridicarea nivelului tehnic al producției se va avea în vedere, de asemenea, cointeresarea materială prin sporuri de tehnicitate și vechime în specialitatea respectivă, a personalului tehnic de înaltă calificare din cadrul serviciilor tehnice și de concepție ale întreprinderilor, înlăturîndu-se astfel tendința de fluctuație.

În rezumat, problemele care trebuie rezolvate în legătură cu îmbunătățirea continuă a calității produselor se pot concretiza în probleme teoretice și probleme de punere în practică.

Problemele teoretice se soluționează pe baza unor acte normative și se referă îndeosebi la nominalizarea unor criterii de calitate pentru fiecare produs în parte, îmbunătățirea sistemului premial pentru personalul tehnico-administrativ și muncitoresc, criterii de stimulare financiară a întreprinderilor, planificarea și raportarea calității.

În cadrul problemelor de punere în practică, în afară de aplicarea actelor normative amintite mai sus, se va avea în vedere îmbunătățirea modului de organizare a acțiunii de standardizare, omologarea unor produse la nivelul calitativ al cerințelor, dotarea serviciilor de control tehnic și al laboratoarelor cu aparatura necesară, analiza organizată a reclamațiilor primite de la beneficiari, recepția produselor și reglementarea relațiilor dintre producător și beneficiar.

Calitatea produselor miniere este recomandabil să fie urmărită de unul și același organ, de-a lungul întregului flux tehnologic de producție (tăierea substanței minerale utile în abataje, produsul brut la gura minei, produsul claubat, instalația de preparare cu concentratele respective sau produsul marfă). În acest fel este rezolvată problema la exploatările miniere și tot în acest fel este necesar să fie tratată în cadrul ministerului și al întreprinderilor.

În cadrul direcţiilor generale operative serviciul care coordonează problemele principale ce se ridică în legătură cu îmbunătăţirea calităţii va avea în vedere :

— întocmirea unui plan de calitate pentru fiecare produs în parte ;

— întocmirea programului de lucru cuprinzînd măsurile de luat în vederea realizării planului propus ;

— coordonarea urmăririi acţiunii de control şi supraveghere asupra acţiunii de îndeplinire a planului calitativ şi a programului de lucru respectiv.

Urmărirea pe teren a realizării în practică a măsurilor preconizate pentru îndeplinirea planului de calitate revine în exclusivitate personalului de control şi îndrumare de la toate serviciile cu caracter tehnic-operativ (serviciul producţie, serviciul tehnic, serviciul laboratoare, serviciul aprovizionare-desfacere).

Serviciul coordonator al fiecărei direcţii generale pentru problema în ansamblu va lucra direct cu responsabilii de control calitativ din cadrul întreprinderilor şi va centraliza rapoartele şi evidenţele statistice privind realizarea planului calitativ şi al programelor de lucru.

INFORMAŢII

Consfătuirea cadrelor didactice din învăţămîntul profesional şi tehnic-minier

(Baia Mare 5—7 ianuarie 1967)

În zilele de 5—7 ianuarie 1967 s-a desfăşurat la Baia Mare cea de-a IV-a consfătuire a cadrelor didactice din învăţămîntul profesional şi mediu tehnic minier.

La lucrările consfătuirii au participat : ing. Codreanu Gheorghe adjunct al ministrului minelor, ing. Creţu Constantin din partea secţiei de învăţămînt a C.C. al P.C.R., Fetea Moise, şeful secţiei propagandă a Comitetului regional de partid Maramureş, Dobre Petru, directorul Direcţiei personal şi învăţămînt din Ministerul Minelor, ing. Arabagian Ovanez, director în Direcţia generală a cărbunelui, ing. Iliescu Gheorghe, director tehnic al Combinatului carbonifer Valea Jiului, ing. Corpade Alexandru, director tehnic al Combinatului minier Baia Mare, delegaţi ai direcţiilor generale şi ai întreprinderilor miniere, precum şi directori, directori adjuncţi şi cadre didactice din unităţile şcolare aparţinînd Ministerului Minelor.

Organizată în pragul celui de-al doilea trimestru al anului şcolar 1966—1967, consfătuirea a prilejuit un larg schimb de experienţă între participanţi, factor principal în pregătirea cadrelor necesare industriei miniere.

Spre deosebire de consfătuirile precedente, prezenta consfătuire nu a avut numai aspectul obişnuit al unei şedinţe de lucru ci şi caracterul unei sesiuni de comunicări.

La deschiderea consfătuirii ing. Gh. Codreanu, adjunct al ministrului minelor, a arătat importanţa învăţămîntului profesional şi tehnic din industria minieră în lumina Directivelor Congresului al IX-lea al P.C.R. Apoi ing. Gh. Vasile, director adjunct din Ministerul Minelor, a prezentat un raport cu privire la organizarea învăţămîntului profesional şi tehnic din industria minieră, realizarea planului de şcolarizare pe acest an şcolar, precum şi sarcinile ce revin întreprinderilor şi unităţilor şcolare pentru dezvoltarea învăţămîntului minier în perspectivă. Raportul, elaborat de colectivul ing. Gh. Vasile, ing. P. Rădulescu, ing. A. Budeanu şi A. Teich, a reuşit să cuprindă toate problemele actuale ale învăţămîntului profesional şi tehnic şi să iniţieze ample discuţii, care au contribuit la găsirea căilor de rezolvare optimă a acestor probleme.

În continuare au fost prezentate opt referate de specialitate, privind desfăşurarea procesului instructiv-educativ din şcoli.

Referatele au fost pregătite din timp de colective largi de profesori, ingineri din producţie, cadre de conducere din şcoli şi au tratat cu competenţă cele mai importante şi actuale probleme ale procesului de învăţămînt şi ale muncii educative din unităţile şcolare miniere. Caracterul teoretic-aplicativ al referatelor prezentate rezultă din însăşi tematica abordată.

Astfel, două colective de cadre didactice de la Grupul şcolar minier Petroşani au prezentat referate privind aplicarea procedeelor moderne de predare a lecţiilor teoretice şi aspectele metodice ale instruirii practice în atelierele-şcoală. Colectivele au fost formate din : ing. D. Crăciun, ing. Gh. Niţă, prof. Pîrlianu Viorica, prof. I. Dumitru, ing. S. Sîrbu şi ing. Z. Szabo. Referatele au scos în evidenţă experienţa cadrelor didactice de la această şcoală cu privire la predarea lecţiilor teoretice de cultură generală şi tehnică de specialitate, căile de creştere a eficienţei lecţiilor, precum şi contribuţia acestor cadre la elaborarea şi folosirea materialului didactic la orele de predare. De asemenea, au fost subliniate unele aspecte metodice ale organizării practicii în atelierul-şcoală, organizarea locului de muncă al maistrului instructor şi al elevului, înzestrarea atelierului-şcoală, precum şi legătura dintre instruirea practică, tehnologia meseriei şi desenul tehnic — factor determinant în pregătirea muncitorilor calificaţi.

În referatul prezentat de colectivul de conducere al Grupului şcolar minier Baia Mare (colectivul ing. M. Dumitrescu, prof. A. Arnescu, ing. I. Demian şi prof. I. Pall) a fost tratat modul cum se efectuează controlul predării lecţiilor teoretice şi al instruirii practice de către conducerea şcolii, observaţiile critice cu privire la lecţiile asistate şi eficienţa controlului asupra calităţii lecţiilor şi a pregătirii elevilor.

Cu un deosebit interes a fost ascultat referatul cu tema *Organizarea şi îndrumarea practicii în producţie de către întreprinderile tutelare* expus de ing. Gh. Iliescu, director tehnic al Combinatului carbonifer Valea Jiului (colectivul de elaborare : ing. Gh. Iliescu, ing. D. Popianăş, ing. D. Opriş şi ing. I. Marina). Referatul a scos în evidenţă preocuparea deosebită a acestei unităţii în asigurarea locurilor de muncă în funcţie de pregătirea elevilor şi specificul activităţii întreprinderilor, importanţa controlului şi îndrumării practice în producţie a elevilor din anul II şi III din partea profesorilor de tehnologia meseriei. O importanţă deosebită a fost acordată rolului maiştrilor şi muncitorilor degrevaţi de sarcinile de producţie pentru conducerea efectivă a practicii.

Un colectiv de cadre de conducere şi profesori de la Grupul şcolar minier Barza (ing. G. Gherga, prof. A. Nicoliţa, prof. Doina Susa şi prof. R. Leucean) a întocmit şi prezentat un material cu privire la necesitatea cunoaşterii elevilor în scopul ridicării calităţii procesului instructiv-educativ, subliniind importanţa apropierii profesorilor de elevi, stimularea personalităţii elevului, a dragostei pentru meseria aleasă, dezvoltarea concepţiei materialist-dialectice despre lume etc.

În problema aspectelor muncii educative şi contribuţia acestora la educaţia estetică şi morală a elevilor, a fost prezentat referatul unui grup de cadre didactice (prof. V. Murgu, prof. Marina Ileana, prof. C. Ionescu şi ing. I. Gada) de la Grupul şcolar minier Lupeni, lucrare în care s-a insistat asupra conţinutului orelor de dirigenţie, dezvoltarea spiritului de combativitate, comportarea exemplară în şcoală, în producţie şi în afara şcolii.

În referatul *Colaborarea întreprinderii cu şcoala în scopul îmbunătăţirii continue a procesului instructiv-educativ* elaborat de colectivul ing. P. Lăpuşcă, ing. I. Popa şi ing. I. Toma, ing. Năstăsoiu Ştefan, director adjunct la I. M. Barza, a prezentat unele metode folosite de întreprindere în colaborare cu Grupul şcolar minier Barza privind asigurarea bazei materiale necesare desfăşurării în condiţii optime a procesului de învăţământ. S-a insistat în special asupra dotării laboratoarelor şi atelierelor cu cele mai moderne aparataje şi maşini-unelte, machete, legarea teoriei de practică şi predarea unor lecţii teoretice în cadrul sectoarelor productive. De asemenea, s-a arătat în referat preocuparea întreprinderii pentru asigurarea unităţii şcolare cu cadre didactice de specialitate, recrutate dintre cei mai buni ingineri din producţie.

Ultimul referat prezentat în cadrul consfătuirii elaborat de colectivul Combinatului minier Baia Mare (dr. ing. V. Gabrian, ing. G. Rusciuc, ing. P. Suciu, ing. V. Deica şi ing. V. Petruşca) şi expus de ing. Al. Corpade, director tehnic al combinatului, a tratat problema preocupării întreprinderii pentru utilizarea corespunzătoare în producţie a absolvenţilor din şcolile profesionale, tehnice şi tehnice de maiştri.

În încheierea lucrărilor consfătuirii, a luat cuvîntul tov. Dobre Petru, directorul Direcţiei personal şi învăţămînt, care a trecut în revistă problemele ridicate în consfătuire şi a tras concluziile generale.

În cadrul discuţiilor purtate pe marginea referatelor, participanţii şi-au adus o bogată contribuţie la dezbaterea multor probleme de ordin instructiv-educativ, contribuind cu propria experienţă la un larg schimb de păreri, la o împărtăşire reciprocă a celor mai bune procedee de instruire şi de educare a muncitorilor, tehnicienilor şi maiştrilor minieri. Unii dintre cei mai buni profesori ai şcolilor noastre au subliniat cu insistenţă necesitatea combaterea mediocrităţii în rîndul tinerilor. Vorbitorii au evidenţiat rolul important al muncii educative în rîndul elevilor în formarea profilului nou al tinerelor cadre.

Cei mai mulţi participanţi la discuţii au arătat deosebita importanţă a instruirii practice în însuşirea meseriei alese. S-a pus accent în special pe necesitatea selecţionării instructorilor de practică din rîndul muncitorilor calificaţi şi a maiştrilor din producţie. Discuţiile au scos în evidenţă rolul important al acestora în crearea unei opinii puternice în ceea ce priveşte respectarea normelor de tehnica securităţii.

Ca o condiţie esenţială în buna desfăşurare a activităţii unităţilor şcolare, a fost menţionată îndeosebi necesitatea strîngerii legăturii dintre şcoală şi întreprindere. Mulţi participanţi la discuţii au arătat că întreprinderile tutelare au obligaţia să asigure şcolilor dotarea cu cele mai perfecţionate utilaje, cu aparatura cea mai nouă, dotare care să asigure pregătirea muncitorilor şi maiştrilor la nivelul tehnic actual al procesului de producţie.

O altă formă de sprijin solicitată cu insistenţă întreprinderilor tutelare a fost asigurarea condiţiilor ca profesorii, inginerii şi tehnicienii din producţie să-şi poată desfăşura nestingheriţi activitatea lor didactică, prin cumul de funcţii. În această direcţie, alături de exemplele bune oferite de grupurile şcolare care funcţionează pe lîngă Combinatul carbonifer Valea Jiului, s-au arătat şi exemple mai puţin satisfăcătoare cum sînt : Combinatul minier Baia Mare, Exploatarea minieră Zlatna, Întreprinderea minieră Anina, Întreprinderea minieră Harghita şi Întreprinderea minieră Iacobeni la care, de foarte multe ori, profesorii sînt împiedicaţi să-şi ţină cu regularitate orele de predare la şcoală.

Din discuţiile purtate a reieşit faptul că la întreprinderile unde şcolii i se dă aceeaşi importanţă ca unui sector de producţie, aşa cum este cazul la unităţile şcolare din Valea Jiului, activitatea şcolilor se desfăşoară cu bune rezultate în munca educativă, iar promoţiile respective de absolvenţi dau un randament mai bun în procesul de producţie.

În cadrul discuţiilor s-au făcut, de asemenea, propuneri interesante, cum ar fi : corelarea programelor analitice prin constituirea unor colective largi de profesori şi specialişti, menite să organizeze mai bine materialul teoretic şi să asigure o mai bună armonizare a disciplinelor, o mai mare omogenitate a fiecărei programe analitice, evitîndu-se suprapuneri necorespunzătoare sau repetări de capitole etc.

Pe drept cuvînt, unii directori de şcoli au subliniat slaba muncă de recrutare a candidaţilor pentru şcolile tehnice de maiştri minieri depusă de întreprinderi. În acest scop s-a subliniat necesitatea îmbunătăţirii activităţii de pregătire a lor din timp, în vederea susţinerii examenului de admitere precum şi urmărirea lor continuă pe parcursul duratei de şcolarizare.

Aproape în unanimitate, cadrele didactice, care au luat cuvîntul, au arătat lipsa de manuale din ce în ce mai simţită pentru meseriile şi specialităţile cu profil minier. Este o datorie a organelor ministerului de a asigura împreună cu Editura didactică şi cu Ministerul Învăţămîntului acoperirea tuturor nevoilor de manuale ale şcolilor în perioada care urmează.

În general, se poate spune că această consfătuire şi-a atins scopul propus. Părerea celor mai mulţi participanţi că organizarea unor astfel de consfătuiri să devină o tradiţie este pe deplin justificată.

De altfel, o parte dintre cei prezenţi a arătat necesitatea de a se organiza o consfătuire similară şi pentru celelalte forme de învăţămînt din industria minieră, respectiv şcolile miniere şi cursurile de scurtă durată, forme care pregătesc pentru producţie meseria de bază a industriei extractive — meseria de miner.

Trebuie arătat că această consfătuire ar fi avut o eficienţă sporită dacă participarea era şi mai largă. În acest sens considerăm că toate întreprinderile trebuiau să-şi trimită reprezentanţi dintre cadrele de conducere care, fără îndoială, ar fi tras concluzii importante pentru activitatea din propriile lor unităţi, concluzii menite să ducă la o mai bună pregătire şi o eficientă utilizare a promoţiilor de absolvenţi care, an de an, vin să-şi aducă aportul în procesul de producţie.

Aşa cum a subliniat tovarăşul adjunct al ministrului, ing. Gh. Codreanu, în cuvîntarea sa la consfătuire, roadele activităţii unei şcoli se culeg în producţie, în mijlocul colectivelor de muncitori, maiştri, ingineri şi tehnicieni, acolo unde absolvenţii, ieşiţi din şcoală, vin să-şi aducă contribuţia proprie la îndeplinirea indicatorilor de plan.

Analizînd problema formării cadrelor de muncitori, tehnicieni şi maiştri sub acest aspect, reiese cu atît mai mult necesitatea măsurilor care trebuie luate în vederea îmbunătăţirii procesului instructiv-educativ în şcolile din reţeaua Ministerului Minelor. Prin ridicarea nivelului de pregătire politică şi profesională a acestor cadre, vom contribui la realizarea măreţelor sarcini trasate de cel de-al IX-lea Congres al Partidului Comunist Român.

Ing. **Gh. Vasile**

Al cincilea congres internațional minier

Complexitatea problemelor de minerit științifice și tehnice, precum și influența considerabilă a dezvoltării tehnicii și a tehnologiei de producție a substanțelor minerale utile solide asupra progresului tehnic au condiționat necesitatea unirii forțelor lucrătorilor științifici și ale inginerilor tuturor țărilor și au găsit soluționarea lor în întrunirea forurilor internaționale importante a specialiștilor din industria minieră — a congreselor internaționale miniere.

La aceste congrese iau parte oameni de știință și specialiști de seamă din domeniul mineritului, de la organizații de cercetări științifice și de proiectări, de la instituțiile de învățămînt minier, precum și conducătorii departamentelor, ministerelor, firmelor și întreprinderilor miniere pentru producția de cărbuni și minereuri, de materii prime minerale pentru industria chimica, de materiale de construcție, constructorii de utilaje miniere și specialiștii din ramurile conexe ale științei și tehnicii din toată lumea.

Primul congres internațional minier a avut loc în anul 1963 la Varșovia, unde au fost reprezentate 15 țări prin 700 de participanți. Obiectul congresului au fost problemele de construcție de mine și cariere.

Al doilea congres, avînd ca temă rentabilitatea activității întreprinderilor miniere, a fost ținut în anul 1961 la Praga, cu participarea delegațiilor din 17 țări.

Al treilea congres — ținut la Salzburg (Austria) în anul 1963 a atras 900 de delegați din 22 țări. Congresul a fost consacrat problemelor de tehnica securității în minerit, securității în executarea lucrărilor miniere la adîncimi mari și în zone de inundare și de focuri subterane.

În anul 1965 la Londra a avut loc cel mai reprezentativ congres internațional minier la care au participat 1 500 oameni de știință și specialiști din 42 de țări. Congresul a examinat problemele privind metodele de exploatare a cărbunilor și a minereurilor, proiectarea și planificarea întreprinderilor miniere, lucrări de cercetări științifice, organizarea și conducerea minelor și economia industriei combustibililor solizi.

Congresele internaționale miniere au dat posibilitatea delegaților din numeroase țări, interesate în dezvoltarea industriei extractive, să se întîlnească periodic, să țină consfătuiri și să facă schimb de păreri, experiență și de idei în interesul dezvoltării în continuare a mineritului și îmbunătățirii condițiilor de muncă în cele mai importante ramuri industriale care se ocupă cu exploatarea cărbunilor, minereurilor și altor substanțe minerale utile.

Al V-lea congres internațional minier va avea loc în perioada de la 10 pînă la 15 iulie 1967, la Moscova.

Tema congresului este *Progresul tehnic în industria minieră.*

Congresul este organizat de Ministerul Industriei Cărbunelui din U. R. S. S. în colaborare cu comitetul organizatoric internațional.

Președintele comitetului organizatoric sovietic al celui de al V-lea congres internațional minier este ministrul industriei carbonifere din U. R. S. S. — B. F. Bratcenko. Comitetul organizatoric internațional este prezidat de un cunoscut savant din Republica Populară Polonă — profesorul B. Krupinski.

Se apreciază că la lucrările congresului vor lua parte aproape 2 000 oameni din 73 țări.

La congres se vor prezenta și dezbate 52 de referate, prezentate de 23 de țări. Se vor supune discuției multilaterale problemele progresului tehnic în industria minieră, se va face un schimb de informații despre ultimele realizări în domeniul științei miniere, economiei și organizării științifice a muncii, dezvoltării tehnicii și tehnolgiei mineritului, automatizării conducerii întreprinderilor din industria minieră.

Referatele ce vor fi prezentate la congres se pot clasa în nouă grupe și anume :

— planificarea, conducerea și economia industriei miniere (6 referate) ;

— progresul tehnic în lucrările la zi (5 referate) ;

— exploatarea la adîncimi mari (6 referate) ;

— perfecționarea metodelor de exploatare subterană (7 referate) ;

— progresul în mecanizarea și automatizarea lucrărilor miniere subterane (7 referate) ;

— noi tipuri de susținere (4 referate) ;

— tendințe în reconstrucția minelor și concentrarea producției (7 referate) ;

— unele probleme legate de îmbunătățirea folosirii resurselor substanțelor minerale utile (6 referate) ;

— noi tipuri de utilaje miniere (4 referate).

Tezele referatelor vor fi editate în toate limbile de lucru ale congresului — rusă, engleză, franceză și germană, textele complete a referatelor — în limba originalului. Tezele și referatele vor fi expediate din timp participanților congresului. Aceasta va permite participanților să ia din timp cunoștință cu problemele actuale care vor fi puse la congres cu privire la progresul în minerit din diferite țări și va contribui la desfășurarea unor discuții largi și rodnice asupra problemelor ridicate în referate.

La sfîrșitul anului 1967 lucrările congresului vor fi editate în limba rusă.

Referatele vor fi prezentate de savanți și de specialiști bine cunoscuți în afara hotarelor țărilor lor. Printre referenți sînt de menționat : locțiitorul ministrului industriei carbonifere din U. R. S. S. — L.E. Grafov, academicianul N. V. Melnikov (U. R. S. S.), președintele Comitetului organizatoric internațional — B. Krupinski (R. P. Polonă), membrul Consiliului național al industriei carbonifere din Marea Britanie — H. E. Kollins, profesorul I. Janelid (Suedia), directorul Institutului național al industriei carbonifere din Belgia, profesorul P. Stassen, dr. inginer K. N. Sinha (India) și alții.

Deschiderea și ședința de închidere a congresului vor avea loc în sala congreselor din Kremlin.

Ședințele de lucru ale congresului se vor desfășura în sala festivă a Universității de Stat M. V. Lomonosov din Moscova.

După închiderea Congresului va avea loc o recepție în cinstea participanților, organizată de Comitetul de Stat al Consiliului de Miniștri al U. R. S. S. pentru știință și tehnică și de către Comitetul de organizare al celui de-al V-lea congres internațional minier.

De asemenea, se vor organiza excursii tehnico-științifice la minele de cărbune și de minereuri, la uzinele de construcții de utilaje miniere, la institutele de cercetări ale industriei carbonifere și de minereuri. Doritorii vor putea vizita cele mai mari mine cu mecanizare complexă din bazinele Donețk și de lîngă Moscova, carierele de minereuri de fier din Krivoi Rog, cariere din bazinul de mangan din Nikopol, precum și zăcămîntul de potasiu din Soligorsk. Excursiile vor avea loc de la 16 pînă la 22 iulie 1967. În afară de aceasta se vor organiza excursii turistice prin locuri istorice și diferite orașe ale Uniunii Sovietice.

Simultan cu lucrările congresului, în perioada de la 8 la 19 iulie 1967 va avea loc la Moscova o expoziție internațională a utilajului minier Intergormaș — 67. Scopurile urmărite de expoziție : o informare reciprocă asupra prototipurilor progresive, de înaltă productivitate și sigure în exploatare ale utilajelor miniere care pot contribui la rezolvarea problemelor puse în discuția celui de-al V-lea congres internațional minier ; prezentate celor mai noi realizări în domeniul fabricării și exploatării utilajelor miniere ; sprijinul pentru reprezentanții cercurilor de afaceri din diferite țări în stabilirea contractelor și lărgirea legăturilor comerciale.

În pavilioanele și pe platformele deschise ale expoziției se vor expune :

— utilaje pentru mecanizarea abatajelor din minele de cărbuni inclusiv mașini de abataj, susținerea hidroficată, scule miniere de tăiat și de perforat, utilajul hidraulic, mijloace pentru depresarea prafului ;

— utilaje pentru executarea înaintărilor miniere ;

— utilaje pentru mecanizarea lucrărilor de abataj și de pregătire la m ne și în cariere de minereuri ;

— utiaje pentru automatizarea complexelor de abataj și a mașinilor de tăiere pentru exploatarea subterană a substanțelor minerale utile.

Recenzii

Ruhin, L. B. **Bazele litologiei.** Editura tehnică, Bucureşti, 1967.

Lucrarea, prima de acest gen tradusă în limba română, reprezintă un tratat unitar şi complet de litologie — ramură importantă a ştiinţelor geologice.

Aşteptată cu interes, cartea Bazele litologiei de L. B. Ruhin vine să completeze importanta lacună care exista în literatura noastră de specialitate.

Apariţia lucrării are loc într-un moment cînd studiile sedimentologice şi de petrografie sedimentară se situează în atenţia generală, antrenînd preocupările numeroşilor cercetători.

Este binecunoscută amploarea, largul ecou şi influenţa deosebită a preocupărilor în domeniul sedimentologiei, în ultimii ani.

Această disciplină constituie un auxiliar preţios, atît pentru stratigrafia depozitelor, cît şi pentru metodica prospecţiunilor, urmărind obiective strict economice.

Datele obţinute prin aplicarea studiilor litologice constituie un indiciu în orientarea viitoare a studiilor teoretice, cît şi un criteriu în activitatea de prospecţiune.

O serie de succese obţinute în prospectarea zăcămintelor de substanţe minerale utile au putut fi atribuite şi indicaţiilor obţinute prin cercetarea litologică.

Cunoscînd o largă apreciere din partea cercurilor de specialitate, prima ediţie a lucrării Bazele litologiei a lui L. B. Ruhin, apărută în anul 1953 în U.R.S.S., a fost urmată de o a doua ediţie în 1961.

Între cele două ediţii, s-a scurs un interval de timp destul de lung, în care cunoştinţele şi metodica cercetărilor rocilor sedimentare au evoluat.

Manuscrisul refăcut al primului volum a rămas neterminat în urma dispariţiei timpurii a autorului.

Astfel, a fost necesar ca un colectiv lărgit de specialişti, în frunte cu E. V. Ruhina să prelucreze şi să completeze unele capitole în spiritul general al cărţii şi al ideilor celor mai noi.

Numai după această muncă laborioasă a devenit posibilă apariţia ediţiei a doua a Bazelor litologiei, ediţie ce a văzut şi la noi lumina tiparului sub auspiciile meritorii ale Editurii tehnice.

Lucrarea lui L. B. Ruhin, alcătuită din patru părţi, sistematizată astfel încît prezentarea problemelor să decurgă într-o succesiune logică şi armonioasă, permite o înţelegere uşoară a textului.

Prima parte conţine o amplă expunere cu privire la caracteristicile şi clasificarea rocilor sedimentare, bazată pe un bogat material documentar de exemplificare. Se remarcă preocuparea autorului de a oferi o prezentare sistematică şi completă a problemelor.

Partea a doua tratează mecanismul şi condiţiile genetice ale rocilor sedimentare în lumina studiului actual al cercetării ştiinţifice. Concepţiile autorului cuprind o serie de vederi noi, marcînd un progres în problema elucidării unor fenomene genetice complexe. Modul de tratare descriptiv, caracteristic ştiinţelor de observaţie, este completat cu analiza relaţiilor de cauzalitate şi interdependenţă în procesul de formare a sedimentelor.

În partea a treia sînt expuse problemele de facies şi metodele de investigaţie ale acestora.

Prezentarea noţiunilor generale asupra faciesurilor, cît şi metodica de cercetare a acestora atît în faza lucrărilor de teren cît şi în cea de laborator, precum şi modul de consemnare şi interpretare a rezultatelor, constituie un îndreptar preţios şi un ajutor eficace, practic şi actual, în activitatea geologilor.

Autorul acordă o deosebită atenţie observaţiilor de detaliu, subliniind importanţa acestora la interpretarea geologică justă.

Studiul aprofundat al faciesurilor şi al analizei litofaciale subliniază interesul laturii practice şi metodologice a problemei.

În partea a patra a lucrării sînt prezentate tipurile genetice de roci sedimentare, în lumina condiţiilor litofaciale şi geotectonice în care au luat naştere. Anumite concluzii se referă la legile generale, privind condiţiile genetice — rocilor sedimentare.

În cîteva cuvinte, acesta este materialul tratat în lucrarea lui L. B. Ruhin, care a polarizat încă de la prima ediţie interesul şi simpatia specialiştilor geologi, aşa încît lucrarea a văzut lumina tiparului în Franţa, Germania, China şi în ţara noastră.

Traducerea în limba română, realizată cu competenţă şi acurateţe de ing. geolog V. Ovanez, este foarte îngrijită şi se caracterizează prin aplicarea justă a termenilor de specialitate.

Iniţiativa şi meritul apariţiei în limba română a lucrării revine Editurii tehnice care a realizat şi o prezentare deosebită a volumului.

Răspunzînd cerinţelor unui cerc larg de cititori, Editura tehnică a reuşit să pună la dispoziţia publicului o realizare de tehnică grafică remarcabilă, corespunzătoare tuturor exigenţelor.

Nu vom insista asupra unor lipsuri de minoră importanţă în realizarea tehnică a lucrării, cum ar fi calitatea mai slabă a unora dintre reproducerile fotografice.

Lucrarea este incontestabil deosebit de valoroasă prin caracterul său documentat, expunerea sistematică, tratarea concisă a problemelor, fiind bogat ilustrată cu exemplificări din literatura ştiinţifică universală.

Ea se adresează cercetătorilor ştiinţifici din domeniul geologiei şi geofizicii, cît şi unui cerc larg de practicieni ai geologiei aplicate, fiind necesară atît în faza de teren cît şi în cea de laborator. Datorită importanţei şi calităţilor sale, acest tratat de bază nu trebuie să lipsească din biblioteca personală a fiecărui geolog din ţara noastră

Geolog **D. Lubenescu**

Derkaci, V. G. **Metode speciale de preparare a substanţelor minerale utile.** Editura Nedra, Moscova, 1966.

Lucrarea profesorului V. G. Derkaci, *Metode speciale de preparare a substanţelor minerale utile*, apărută în a doua ediţie, tratează în special metodele magnetice şi electrice, care au obţinut în ultimii ani o largă utilizare datorită creşterii producţiei de minereuri feroase sărace pe de o parte şi de substanţe nemetalifere pe de altă parte.

Lucrarea cuprinde 338 pagini, 178 figuri, 55 tabele şi o anexă cu unităţile de măsură şi coeficienţii de trecere de la sistemul internaţional la sistemele clasice ale mărimilor magnetice şi electrice.

Pentru sistematizare, cartea este împărţită în trei părţi: prima, care ocupă cel mai mare volum din carte (circa 200 pagini), se referă la metodele magnetice de preparare, partea a doua la metodele electrice, iar partea a treia cuprinde alte metode cum sînt: metoda pneumatică, separarea în jgheaburi spirale, conuri separatoare, sfărîmare selectivă, decrepitare, utilizarea microbilor în preparare etc.

În prima parte Metode magnetice de preparare a substanţelor minerale utile, autorul tratează detaliat, în 7 capitole, principiile separării magnetice, proprietăţile magnetice ale mineralelor, clasificarea separatoarelor în funcţie de cîmpul magnetic şi de proprietăţile mineralelor, pregătirea minereului înainte de separare, dinamica de curgere a tulburelii în separatoarele magnetice şi schema din practica aplicării separării magnetice.

Cel mai mare interes îl prezintă capitolele privind pregătirea minereurilor pentru separare magnetică și clasificarea separatorilor.

În capitolul Pregătirea minereurilor autorul tratează, în mod științific, operația de prăjire magnetizantă a minereurilor slab magnetice, cum sînt minereurile cu hematit și cele cu siderit.

În afara diagramei curbelor de prăjire magnetizantă a diferitelor tipuri de minereuri slab magnetice, se fac și unele aprecieri cu privire la metodologia de interpretare a gradului de prăjire magnetizantă.

Aprecierile făcute de autor considerăm că sînt originale și că prezintă un punct de plecare pentru stabilirea metodologiei de interpretare a gradului de prăjire a minereului, în funcție de caracteristicile specifice fiecărui zăcămînt în parte.

Capitolul Separatoarele magnetice tratează tipurile de separatoare utilizate în prezent cu caracteristicile lor și anume :

— separatoare cu cîmp magnetic slab în mediu umed, pentru minereuri magnetice ;

— separatoare cu cîmp magnetic slab în mediu uscat, pentru minereuri magnetice ;

— separatoare cu cîmp magnetic puternic în mediu umed, pentru minereuri slab magnetice ;

— separatoare cu cîmp magnetic puternic în mediu uscat, pentru minereuri slab magnetice.

De asemenea, se prezintă un exemplu de calcul al productivității separatoarelor magnetice în funcție de granulometria minereului tratat, densitatea și viteza de curgere a tulburelii pentru tipurile ce lucrează în mediu umed și uscat. Pentru fiecare tip de separator sînt date formule separate de calcul.

În felul acesta lucrarea poate servi institutelor de proiectări pentru dimensionarea instalațiilor de preparare.

În capitolul cu privire la practica aplicării separării magnetice, se prezintă o serie de scheme reprezentative, realizate în fază industrială, și anume : Sokolova — Sarbaisk — — U.R.S.S. ; NKGOK și TGOK de la Krivoi-Rog — U.R.S.S. Goengsberg — Suedia ; Otanmiaki — Finlanda ; Kamîș-burun — U.R.S.S. ; Rudniany — Cehoslovacia ; Kalenberg — R.F.G.

Ca o lipsă a lucrării este de semnalat că nu toate schemele sînt prezentate cu indicii tehnologici realizați, cu caracteristicile aparaturii, consumuri etc.

De asemenea, lipsesc scheme caracteristice pentru separarea magnetică din S.U.A.

Partea a doua privind Metode electrice de preparare conține două capitole privind bazele fizice ale metodelor de separare electrică și separatoarele electrice.

Această parte are un caracter didactic, totuși prezintă importanță pentru cercetători și proiectanți, tratînd domeniul de utilizare a separării electrice cu unele exemple, scheme și indici tehnologici și mai ales aprecierile asupra economicității procedeului cu repartizarea procentuală a cheltuielilor de investiții și de preparare.

Ultima parte Metode speciale de preparare este interesantă prin aceea că pentru prima dată se prezintă aparatură și tehnologii noi de preparare, cum sînt : jgheaburi separatoare cu profil diferit pentru prepararea aluviunilor cu metale rare, tehnologia utilizării microorganismelor în tehnica preparării și extracției unor elemente prin metode hidrometalurgice.

Lucrarea este deosebit de utilă cercetătorilor, proiectanților și cadrelor de specialitate din învățămîntul superior și din Ministerul Minelor.

Dr. ing. M. Guran

Angelescu, M., Moraru, St. și Sin, Gh. **Protecția muncii în minerit.** Editura didactică și pedagogică, București, 1966.

Una din principalele sarcini ale maistrului minier, ca organizator, conducător și organ de control al locurilor de muncă, o constituie asigurarea unor condiții de muncă lipsite de pericol, conforme cu normele de tehnica securității muncii.

În acest scop este necesară în primul rînd pregătirea temeinică a maiștrilor încă de pe băncile școlilor și în acest sens, un bun manual de protecția muncii constituie o condiție inițială.

Răspunzînd acestui deziderat, Editura didactică și pedagogică a editat în a doua jumătate a anului 1966 manualul *Protecția muncii în minerit.*

În cele peste 400 de pagini, lucrarea tratează în douăzeci și nouă de capitole, legislația, tehnica securității și igiena muncii pentru toate domeniile de activitate minieră.

În capitolul introductiv, protecția muncii este definită ca activitatea care cuprinde ansamblul măsurilor de tehnică a securității și de igienă a muncii menite să asigure cele mai bune condiții de muncă, prevenirea accidentelor și a îmbolnăvirilor profesionale, reducerea eforturilor fizice exagerate, precum și asigurarea unor condiții speciale pentru cei ce lucrează în munci grele și pentru munca femeilor și a tinerilor.

Capitolul al II-lea sintetizează principalele prevederi ale legislației muncii și ale legislației de protecția muncii, expunerea lor fiind de o deosebită importanță, atît pentru cunoașterea drepturilor și datoriilor salariaților, cît și pentru întărirea disciplinei.

În capitolul al III-lea se definesc accidentele și îmbolnăvirile profesionale. Se clasifică accidentele și cauzele lor, arătîndu-se modul cum se cercetează și se analizează accidentele și îmbolnăvirile profesionale produse.

Se insistă în mod special asupra instructajului preliminar și periodic, subliniindu-se rolul maistrului în buna instruire a muncitorilor.

În capitolul următor sînt expuse măsurile cu caracter general de securitate a muncii, legate de personalul minei, de exploatarea rațională a zăcămintelor, protecția suprafeței etc.

Un subcapitol tratează în mod special sarcinile maiștrilor minieri privind protecția muncii în minerit. Sînt atinse toate aspectele activității maistrului. Considerăm însă că această parte ar fi trebuit să constituie un capitol de o extindere mai mare, permițînd adîncirea și dezvoltarea problemelor care, în forma actuală, uneori au fost numai enumerate.

În capitolele al V-lea și al VI-lea se dezvoltă problemele legate de atmosfera și climatul minier, se descriu pe scurt gazele de mină, aparatele moderne de control al metanului și altor gaze.

În capitolul al VII-lea se redau principalele norme legate de transportul, depozitarea și manipularea explozivilor.

Capitolele al VIII-lea și al IX-lea descriu mijloacele de luptă cu acumulările de metan, cauzele care pot produce aprinderea lui și măsurile de prevenire și combatere a manifestărilor eruptive de metan și material mărunt.

În continuare se descriu amănunțit factorii care determină riscul îmbolnăvirilor de pneumoconioză, mijloacele de cercetare a gradului de prăfuire și mijloacele de combatere a prafului.

În sfîrșit, în capitolul al XI-lea se dau noțiunile necesare pentru calculul și controlul aerajului în mină, se descriu mijloacele cu care se realizează aerajul general și parțial și regulile de exploatare.

În capitolele al XII-lea și al XXI-lea se tratează problemele de tehnica securității, legate de diferitele aspecte ale procesului tehnologic propriu-zis. În primul rînd se vorbește de modul de conducere fără pericol a săpării lucrărilor miniere și a abatajelor, insistîndu-se asupra prevenirii căderilor de roci și dirijării presiunii. Apoi se explică principalele prevederi din normele de tehnica securității muncii, care reglementează activitatea de transport și circulație în subteran și la suprafață.

În capitolele următoare sînt tratate problemele legate de activitatea electromecanică, exploatarea și întreținerea utilajelor electromecanice, funiculare și instalațiile de iluminat. Separat sînt tratate ventilația și încălzirea industrială.

În capitolul al XIX-lea se dezvoltă măsurile de prevenire, combatere și lichidare a incendiilor și focurilor de mină, insistîndu-se asupra măsurilor preventive, a căror realizare depinde în primul rînd de maistrul minier și de exigența cu care acesta conduce lucrările.

Unul din capitole tratează pericolul viiturilor de ape și măsurile de prevenire. Exploatările la zi sînt legate la rîndul lor de o serie de alte pericole a căror prevenire, la toate operațiile, este descrisă în capitolul al XX-lea.

În capitolul următor se descriu normele de lucru în atelierele mecanice și la stațiile de compresoare.

Capitolul al XXII-lea foarte complet, cuprinde măsurile de tehnica securității, specifice instalațiilor de preparare (sfărîmare și clasare, concentrare, uscare, brichetare, limpezirea apelor etc.).

Un scurt capitol descrie modul de lucru nepericulos la cazanele de abur și apă caldă și la rețelele de distribuție.

În ultima parte a manualului se descriu mijloacele de combatere a zgomotului industrial și a bolilor profesionale, precum și măsurile de acordare a primului ajutor în caz de accidente, salvarea și autosalvarea în subteran și prevenirea și lichidarea avariilor.

Ultimul capitol tratează măsurile igienico-sanitare în industrie și minerit.

Materialul este judicios împărțit pe capitole, fiecare capitol fiind însoțit de întrebări recapitulative care sintetizează esența materialului expus.

Trebuie subliniate condițiile grafice superioare în care este editat manualul, atît în ce privește calitatea hîrtiei, cît și claritatea celor 91 de figuri ce ilustrează textul.

Merită o mențiune ilustrațiile cu caracter de caricatură care preced fiecare capitol; acestea au darul de a atrage privirea și multe din ele ar putea inspira afișe sugestive cu caracter de protecția muncii.

În concluzie, este de menționat că manualul tratează cu competență toate aspectele de protecție a muncii legate de fiecare domeniu de activitate din procesul tehnologic minier, de la deschiderea minei și pînă la produsul finit încărcat în vagoane, gata de expediere la beneficiar.

Ar fi fost indicată completarea manualului cu un capitol despre materialele și echipamentul de protecție, scopul lor și modul de folosire. Acest lucru ar fi cu atît mai necesar cu cît în ultima perioadă se fac eforturi susținute pentru dotarea întregului personal din subteran cu echipamente de protecție variate, potrivite celor mai diferite condiții de lucru: ochelari pentru minerii din abatajele cu trepte răsturnate, bocanci cu bombeu metalic etc.

Trebuie subliniat faptul că în toate domeniile autorii au căutat să trateze problemele la nivelul tehnic cel mai ridicat, adecvat dotării unităților noastre, fără însă să exagereze cu referiri la prevederile din literatura de specialitate, care deocamdată nu și-au găsit aplicabilitatea la noi în țară. Astfel, manualul are un pronunțat caracter practic, așa cum se cere pentru buna îndrumare și pregătire a maistrului minier.

Manualul se adresează în primul rînd elevilor școlilor tehnice de maiștrii, însă el poate constitui un excelent îndreptar în munca de zi cu zi a maiștrilor, artificierilor și măsurătorilor de gaze din minele de cărbune și minereuri.

De asemenea, pînă la apariția unor manuale pentru liceele de specialitate, manualul prezentat poate fi utilizat cu succes și la liceele industriale cu specialitățile exploatări miniere și electromecanică minieră.

Ing. **V. Iușan**

DOCUMENTARE

* * * **Instalația de transport cu monoșină tip Mecanub.** Bulletin technique — Mines, INICHAR, **107**, iulie, 1966, p. 2393—2412.

Noul tip de transportor pe monoșină se caracterizează prin sistemul axial de tracțiune. Sistemul cuprinde un tren de roți portante, un tren de roți tractor care circulă pe șeaua unui profil I, fiind tractat de un cablu fără sfîrșit.

Folosit ca mijloc de transport, acest sistem prezintă rezultate deosebite și o rentabilitate indiscutabilă, mai ales în lucrările miniere cu traseu sinuos în plan orizontal și vertical. Sistemul de transport cu monoșină, indiferent de tipul constructiv, necesită un personal de serviciu redus, asigurînd o funcționare continuă, montare rapidă, prelungire rapidă și comodă și, în același timp, nu împiedică funcționarea altor mijloace de transport din galerie, funcționarea sa nefiind influențată de mișcarea rocilor înconjurătoare din galerie.

* * * **Detonația azotatului de amoniu.** Engineering and Mining Journal, **167**, nr. 7, iulie 1966, p. 110.

Cercetările efectuate de Bureau of Mines arată că azotatul de amoniu, îngrășămînt agricol, nu poate fi detonat de la foc, în condițiile normale de transport și depozitare.

În toate experiențele nu s-a constatat nici o trecere la detonare atunci cînd azotatul de amoniu era încălzit singur. În cazul în care azotatul de amoniu este amestecat cu materiale combustibile și este închis etanș în containere, se constată o trecere spre detonație, datorită unor presiuni ridicate, ca urmare a gazelor produse prin încălzire. Alte încercări au arătat că azotatul de amoniu, în special cînd este încălzit, poate detona datorită forței unei explozii învecinate.

Vandeloise, R. **Sinteza cercetărilor privind erupțiile de metan și praf de cărbune.** Bulletin technique INICHAR — Mines, nr. 108, august 1966 p. 2413—2436.

Cercetările privind erupțiile de metan și praf de cărbune, efectuate de Institutul național al industriei carbonifere — INICHAR — în perioada 1959—1965 s-au desfășurat pe două căi principale și anume:

— studiul și punerea la punct a mijloacelor de prevenire adecvată a fiecărui front de lucru;

— studiul factorilor care intervin în formarea erupțiilor.

Studiul sistematic al metodei cu găuri de sondă de detenție a dus la generalizarea ei în galeriile direcționale din strat și la extinderea în abatajele frontale. Pentru interceptarea stratelor cu transversale, s-a preferat experimentarea procedeului de înmuiere hidraulică.

În geneza erupțiilor intervin trei factori: structura cărbunelui, prezența metanului și tensiunile din roci. Structura cărbunelui a fost studiată prin măsurarea fisurării și a indicelui D.P., care constituie caracteristica principală a stării de fisurare a cărbunelui. Studiul prezenței metanului s-a bazat pe măsurarea concentrației de metan din cărbune, măsurarea desorbției și măsurarea grizumetrică. Studiul influenței stării de tensiune din roci a fost abordat prin măsurări seismice.

Articolul prezintă rezultatele obținute prin metodele de prevenire, prognoză și control al eficienței mijloacelor de prevenire și se arată obiectivele cercetărilor în continuare.

Hoormann, W. **Aparate de alimentare a concasoarelor** Aufbereitungs Technik, **7**, nr. 8, august, 1966, p. 511—523

Alegerea judicioasă a alimentatoarelor utilajelor de sfărîmare influențează, în mod considerabil, procesul de sfărîmare, atît din punct de vedere tehnic, cît și economic.

Se dau detalii privind condițiile pe care trebuie să le satisfacă alimentatoarele. În continuare, se descriu succint și sistematic tipurile de alimentatoare folosite, din punct de vedere constructiv, funcțional și al capacității.

Weiss, H. **Mari instalații mobile de sfărîmare și sortare.** Aufbereitungs Technik, **7**, nr. 8, august, 1966, p. 501—504.

Autorul a mai prezentat un referat în Aufbereitungs Technik nr. 11 din anul 1965, în care a insistat asupra posibilităților de folosire a marilor instalații de sfărîmare. În cea de-a doua parte a articolului de față se dau detalii privind

variația cheltuielilor pentru folosirea instalațiilor mobile de sfărîmare primare. Dintre instalațiile amintite citățm: instalația în greutate de 440 t cu o capacitate de 600—700 t/h și în care încărcarea se face direct cu excavatorul.

Iglesias, J. H. **Exploatarea minieră de la Mattagami.** Canadian Mining and Metallurgical Buletin, **59**, nr. 652, august, 1966, p. 979—985.

Minereul exploatat conține sulfuri: 22% pirită, 18% pirotin, 20% sfaleri etc. Exploatarea s-a făcut prin metoda cu camere și pilieri de 18 m lățime. În prealabil s-a procedat la conturarea zăcămîntului prin foraje cu carotiere cu diamante cu găuri de pînă la 120 m lungime. Orizonturile se găsesc la intervale de 60 m, pînă la adîncimea de 240 m de la suprafață. Galeriile de acces au secțiune de 2,7×2,7 m la împușcarea șimburelui folosind explozivi pe bază de nitroglicerină, iar în rest amestec exploziv de azotat de amoniu și motorină. Susținerea se face cu ancore de 1,2 m lungime.

Exploatarea se face cu galerii de suborizont de 21 m, minereul fiind excavat din camere cu lățime de 18 m și înălțime cît etajul, prin găuri lungi forate la fiecare subetaj din galeria laterală camerei și care sînt în legătură cu un suitor de acces săpat în axa pilierului dintre camere. Galeriile de suborizont au dimensiuni de 2,4×2,2 m, un singur om putînd realiza săparea cu un ciclu în fiecare schimb de 8 h, evacuarea rocii făcîndu-se, fie cu screper, fie cu mașină de încărcat cu siloz basculant. Găurile de 21 m lungime maximă, plasate în evantaie la intervale de 2,7 m, realizează 2,75 t/m gaură, productivitatea muncii la perforare fiind de 50 m/post. Ca exploziv se folosește amestec de azotat de amoniu și motorină (0,2 kg/t). Minereul evacuat prin pîlnii este trecut în vagonete de mare capacitate și descărcat la o stație subterană de presfărîmare care poate fi alimentată la 1 500 mm sfărîmînd pînă la 150 mm.

Camerele exploatate sînt rambleate cu steril de la flotație, depozitat în două rezervoare de 2 000 t, din care se pompează prin conductă de 100 mm, cu un debit de 175 t material uscat pe oră. Viteza de percolare a rambleului este de 150 mm/h, la un conținut de 70% solid.

Exploatarea este condusă de un colectiv de 15 ingineri și tehnicieni, la care se mai adaugă alți specialiști (geologi, probatori etc.).

În subteran lucrează șeful minei cu 2 adjuncți, 10 șefi de echipă și 165 mineri, realizînd o productivitate a muncii de 33 t/post în subteran.

Uzina de preparare este deservită de 55 persoane și 11 lăcătuși de întreținere. Atelierele mecanice, alimentarea cu energie și lucrările generale de întreținere mecanică mai ocupă încă 140 oameni.

Temoin, A. **Rezultatele industriale obținute cu instalațiile Aerofall.** Aufbereitungs Technik, **7**, nr. 8, august, 1966, p. 471—478.

Moara Aerofall este un aparat de sfărîmare care funcționează, atît prin măcinare autogenă, cît și prin măcinarea cu ajutorul unei încărcături reduse de bile. Se prezintă rezultatele obținute cu aceste instalații, pe baza unei largi documentări efectuate pe lîngă cei ce folosesc astfel de instalații. Dintre instalațiile analizate se citează cele pentru minereul de fier de la Carol Lake (Canada), formată din 6 mori, cu un sistem de control electronic centralizat și în care materialul brut de 0—500 mm este măcinat pînă la 84% sub 0,3 mm la un debit de 400 t/h.

Altă instalație este destinată sfărîmării minereului de cupru de la mina Messina din Rodezia de Sud și unde minereul brut de 0—300 mm este măcinat la 78% sub 0,15 mm cu o capacitate de 70—80 t/h. O altă instalație prelucrează gresie cu o granulație de 0—450 mm, pe care o macină la 87% sub 0,4 mm cu o capacitate de 65 t/h. Ultima instalație prelucrează minereu uranifer în S.U.A., măcinarea făcîndu-se de la 0—75 mm pînă la 86% sub 0,4 mm, la capacitate de 25—35 t/h.

Mulisch, E. **Rezultate recente obținute cu concasoarele giratorii.** Aufbereitungs Technik, **7**, nr. 8, august, 1966, p.484—488.

După o succintă prezentare a progreselor realizate în domeniul concasoarelor giratorii joase, autorul prezintă noile tipuri ca și rezultatele obținute cu acestea. În special se dau rezultatele obținute la sfărîmarea calcarului, bazaltului, diabazului, șamotei și pietrișului. O atenție deosebită se acordă sfărîmării pietrișului umed și uscat și practicii folosirii concasoarelor giratorii în circuit închis cu o sită.

Concasoarele giratorii joase se folosesc exclusiv ca granulatoare, dimensiunea de alimentare putînd varia în funcție de dimensiunile și de tipul concasorului, pînă la 250 mm. La tipurile destinate măcinării fine, produsul obținut poate avea o finețe de pînă la 3 mm, dar în acest caz alimentarea trebuie să se facă cu material la dimensiuni maxime de 50 mm.

* * * **Combină pentru strate subțiri.** Colliery Engineering, **43**, nr. 511, septembrie, 1966, p. 364—368.

Noul tip de combină se prevede a fi folosit în strate cu grosimi sub 90 cm, formate din cărbune tare ce nu se poate tăia cu plugul. Caracteristica principală a acestei combine o constituie faptul că ea posedă un organ de tăiere de o nouă concepție a tamburului tăietor și un motor hidraulic de h alaj foarte compact. Construcția combinei se poate adapta la automatizarea completă a abatajelor. Combina are o înălțime de 300 mm și lungime de 3,3 m, puterea motorului fiind de 92 CP. Motorul electric cu răcire continuă cu apă este foarte compact și este protejat de trei termostate. Totodată motorul nu poate fi conectat în cazul în care presiunea apei de răcire este mai mare de 3 kg/cm². Combina poate funcționa în ambele sensuri, realizînd două tăieri într-un schimb, într-un abataj de circa 230 m lungime.

* * * **Locomotivă pentru transportul pe monoșină.** Colliery Engineering, **43**, nr. 511, septembrie, 1966, p. 385—386.

Pentru modernizarea transportului pe monoșină suspendată, care se extinde în minele de cărbuni din R.F. a Germaniei, s-a realizat o locomotivă acționată cu motor Diesel, care poate tracta sarcini pe distanțe lungi și la o pantă de 1 : 1,7. Un singur mecanic poate încărca și descărca vagonetele suspendate. Locomotiva este prevăzută cu o transmisie hidrostatică complet automată. Dotată cu un motor în doi cilindri de 32—40 CP cu 2 000 rot/min, locomotiva are o lungime de 5 930 mm, lățime de 700 mm și înălțime de 1 200 mm. Ea se poate înscrie în curbe minime în plan orizontal sau vertical de 4 m și poate urca pante de 30° cu o viteză de 7,2 km/h.

La tracțiune în sus pe pantă de 30°, locomotiva poate tracta 6 t. Greutatea locomotivei este de 2 t și poate fi folosită în minele grizutoase. Tracțiunea pe monoșină se realizează prin role de fricțiune plasate pe monoșină.

* * * **Procedeul Simdex de spălare a cărbunilor.** Colliery Guardian, **213**, nr. 5502, 30 septembrie, 1966, p. 442—443.

Procedeul Simdex de spălare a cărbunilor în hidrocicloane a fost inventat de specialiștii maghiari, fiind extins în Ungaria și Polonia și ulterior într-o serie de alte țări. Procedeul se poate folosi pentru recuperarea cărbunelui din mixte sau pentru tratarea sterilelor de la spălare.

Prima uzină de spălare a cărbunelui prin procedeul Simdex construită în Anglia are o capacitate de 70 t/h. Procedeul prevede folosirea cărbunelui mărunt ca mediu de separare pentru materialul de circa 2,5 mm. Eroarea de separație a cărbunelui a variat de la 0,01 la clasa 25—15 mm și pînă la 0,07 la clasa 25 mm — 30 mesh. Tipurile de cicloane pot varia de la cele cu diametrul de 250 mm cu capacitate de 18 t/h și ciclon, putînd prelucra cărbuni de D = 18 mm și pînă la cicloane cu diametrul de 380 mm cu capacitatea de 40 t/h, și putînd prelucra cărbunele de 0—30 mm.

Kellerwessel, H. şi Lahr, P. **Modernizarea celulelor de flotaţie, folosite în prepararea cărbunilor.** Aufbereitungs Tehnik, **7**, nr. 9, septembrie, 1966, p. 560—563.

În ultimii ani, s-a adus o serie de perfecţionări celulelor de flotaţie pentru şlamurile de cărbune. Cele mai frecvente se referă la agitator, reuşindu-se construcţia unor tipuri care asigură o aeraţie cu mult mai bună a tulburelii, fapt care a permis folosirea lor în bacuri de flotaţie, înlocuind celulele clasice şi a asigurat creşterea sensibilă a capacităţii de spălare.

Creşterea gradului de mecanizare a exploatării cărbunelui duce la o degradare deosebită a acestuia, care se traduce prin sporirea proporţiei de cărbune mărunt, ridicarea conţinutului de cenuşă şi umiditate din materialul brut foarte fin, ceea ce îngreuiază separarea pneumatică. Pe de altă parte, exigenţele sporite se impun cărbunelui mărunt destinat cocsificării. Datorită acestor motive, prepararea cărbunelui mărunt prin flotaţie a cîştigat un teren tot mai larg.

Şlamul evacuat din spălătoria de cărbuni, uneori şi praful provenit de la separatoarele pneumatice (amestecat cu apă), este tratat cu fracţiuni ale gudroanelor de lignit sau cu alţi reactivi speciali. În acest mod, particulele de cărbune se hidrofobizează în timp ce particulele de şist rămîn hidrofile.

Ca maşini de flotaţie pentru cărbune se folosesc numai celulele cu agitaţie mecanică, deşi celulele pneumatice sînt din nou în actualitate în flotaţia minereurilor.

Şchlebush, L. şi Reuter, I. **Flotaţia Wemco-Fagergren şi folosirea ei în prepararea cărbunilor.** Aufbereitungs Tehnik **7**, nr. 9 septembrie, 1966, p. 564.

În ţările cu industrie carboniferă din Europa, cantitatea de cărbune tratată prin flotaţie este de 5,9% din producţia totală.

În R.F. a Germaniei, unde s-au introdus celulele de flotaţie tip Wemco-Fagergren în ultimii trei ani, s-au pus în funcţiune 10 secţii de flotaţie echipate cu cîte 16 astfel de celule fiecare.

Aceste celule se construiesc în trei dimensiuni standard şi pot prelucra debite diferite. Celula de tipul cel mai mare are un volum de agitare de 2,43 m^3 şi este foarte economică pentru debite mari.

Acelaşi tip de celule se folosesc şi în Olanda, Franţa şi Spania. Un caz interesant este cel al unei instalaţii din R.F.G., care a fost intercalată în circuitul de regenerare a mediilor dense pentru a recupera şlamurile conţinute într-o suspensie de baritină. În raport cu regenerarea pur statică, pierderile de material de îngreuiare au putut fi astfel reduse cu peste 65%.

Richter, A. **Metode de calcul pentru determinarea razei de influenţă a coborîrii nivelului hidrostatic în cazul asecării carierelor.** Bergbautechnik, **16**, nr. 8, aug, 1966, p. 393—399.

Se prezintă formulele pentru determinarea razelor de acţiune a coborîrii nivelului hidrostatic, pe baza ecuaţiilor cunoscute de debit. Noile formule sînt elaborate pentru scurgerea apelor superficiale şi pentru condiţiile staţionare de scurgere a acestora. Aspectele teoretice sînt ilustrate prin cîteva exemple practice de calcul.

Duyse, H. van. **Încercări de rezistenţă a inelelor de susţinere formate din panouri de beton armat.** Bulletin Technique-Mines, nr. 109, sept., 1966, p. 2437—2464.

Sînt prezente rezultatele încercărilor de rezistenţă efectuate pe inele de susţinere, formate din panouri de beton armat. Aceste panouri, cu o greutate de 350 kg, se pot monta mecanizat asigurînd o viteză sporită de realizare a lucrărilor miniere. Încercările efectuate arată că rezistenţa unui inel format din panouri cu grosime de 14 cm este mai mică decît cea a unui inel format din bolţari cu grosime de 44 şi 54 cm. Dimpotrivă, rezistenţa unui inel dublu format din panouri şi beton turnat de 34 cm grosime este mai mare decît rezistenţa unui inel format din bolţari cu grosime de 44 cm.

Rezistenţa unei susţineri circulare formată din panouri de beton de 14 cm grosime este superioară rezistenţei pe care o prezintă o susţinere formată din inele metalice plasate în cîmpuri de 1 m.

Rezistenţa unui inel dublu, format din panouri de beton armat de 14 cm grosime, înconjurat de un inel de beton turnat de 20 cm grosime, depăşeşte cu mult rezistenţa unei susţineri metalice circulare, cu inelele montate în desiş.

Avantajele folosirii acestui sistem de susţinere sînt : reducerea secţiunii de săpare cu 20—30%, mărirea vitezei de săpare, reducerea cheltuielilor de susţinere, a consumului specific de lemn şi de explozivi.

Vincent E. **Încărcarea şi transportul minereului la o mină metaliferă.** Mining and Minerals Engineering, **2**, nr. 10, oct. 1966, p. 377—383.

Zăcămîntul are o grosime de 3—6,5 m şi înclinare de 42—60°, conţinînd hematită şi silicat de fier cu un conţinut mediu de 39—43% Fe şi 14—20% SO_3. Exploatarea se face prin înmagazinare. Descărcarea minereului înmagazinat din panou se face prin intermediul unor guri de rostogol metalice, comandate pneumatic, prin care pot trece blocuri cu dimensiuni de 2 × 1 m. Pentru transport se folosesc vagonete autobasculante de 35 m^3, care pot prelua o încărcătură de 7 t. La o distanţă de transport de 6 km se poate asigura în acest mod transportul a 600 t/h, folosind trenuri de 150 t capacitate. Încărcarea unui tren de 150 t durează în medie 5—6 min şi se poate reduce la 3 min. Descărcarea acestui tren durează circa 4 min, iar transportul pe 1,1 km, 3—4 min.

* * * **Nou utilaj pentru curăţirea vagonetelor.** Colliery Engineering, **43**, nr. 512, oct., 1966, p. 418—419.

Instalaţia de curăţat vagonete tip Dusterloh poate fi comandată manual sau automat, funcţionarea ei putînd fi sincronizată cu circuitul de vagonete. În funcţie de gradul de murdărire şi de mărimea vagonetului, capacitatea instalaţiei variază, o cifră indicativă fiind 60—120 vagonete de 3 t curăţate în decurs de o oră. Instalaţia constă dintr-un graifăr care se poate deplasa pe orizontală şi pe verticală şi care este suspendat de o grindă deasupra liniei de vagonete. Graifărul este coborît deschis în vagonet, şterge pereţii interiori ai acestuia şi se închide pe fund, reţinînd materialul colectat şi ridicîndu-l afară din vagonet.

* * * **Săpare rapidă de galerie.** Colliery Engineering, **43**, nr. 512. oct., 1966, p. 422—423.

La mina North Gawber din Yorkshire — Anglia s-a săpat o galerie de 1 142 m lungime, spre un strat de cărbune care urma a fi pus în exploatare cu o capacitate de 2 000 t/zi. Această producţie urma să se transporte pe un transportor pe cablu, montat în galeria respectivă. Secţiunea de săpare a galeriei a fost de 3,6 × 3,0 şi 3,3 × 2,7 m, iar susţinerea s-a realizat cu arce metalice, formate din cîte două elemente, ce se plasează la distanţa de 1,2 m.

Săparea galeriei s-a efectuat în trei schimburi cu cîte o echipă formată din 3 oameni / schimb. Pentru săpare se forau 40 găuri de mină de cîte 2,1 m lungime care se încărcau cu cîte 1,3 kg exploziv în fiecare gaură. Ca buraj s-a folosit materialul denumit „hardstem". Aerisirea frontului s-a realizat cu un ventilator refulant şi o conductă de aeraj cu diametrul de 750 mm.

Săparea în gresie a întîmpinat greutăţi datorită debitului de apă de circa 1 500 l/min. În aceste condiţii încărcarea s-a efectuat cu maşina Eimco 622, înlocuită ulterior, de tipul 623 cu descărcare laterală pe un transportor cu raclete. Ciclul de săpare era compus din 90 min perforarea, 90 min încărcarea explozivului şi împuşcarea, 150 min încărcarea rocii şi 75 min susţinerea, deci în total 6 h şi 45 min. În aceste condiţii timp de 6 luni s-a realizat o viteză medie de 25 m/săptămînă.

Rodgers, J. A. **Transportul cu monoşină la o mină de cărbuni.** Colliery Guardian, **213**, nr. 5503, 7 oct., 1966, p. 457—465.

Sînt prezentate aprecieri asupra modului în care a funcţionat o instalaţie integrată de transport cu vagonete „cooli" şi cu monoşină. Introducerea celor două sisteme de transport

a permis reducerea numărului de posturi cu 40 posturi/săptămînă la transportul de materiale. Se dau detalii asupra montării instalaţiei şi asupra organizării montajului. În încheiere se dau date privind cheltuielile de investiţii şi regulile ce trebuie respectate la acest sistem de transport.

Bergholz D. **Noi rezultate ale cercetărilor asupra folosirii autocamioanelor Kiruna şi a maşinilor de încărcat cu cupă în exploatările de săruri.** Bergakademie, **18,** nr. 10, oct. 1966, p. 588—593.

Folosirea mijloacelor moderne de transport auto necesită, în afară unei cît mai precise planificări a exploatării, şi o determinare corespunzătoare a parametrilor metodelor de exploatare. Din analiza factorilor se determină parametrii optimi ai panoului în cazul folosirii maşinilor de încărcat şi autocamioanelor Kiruna. Cercetările s-au efectuat şi în direcţia delimitării domeniului de folosire a transportului auto şi a celui cu benzi transportoare.

Brandi, K. **Noi realizări în deschiderea şi exploatarea stratelor grase de cărbuni cu ajutorul mecanismelor de tăiere în Ruhr.** Bergakademie, **18,** nr. 10, oct. 1966, p. 583—587.

În zona de vest a bazinului Ruhr s-a deschis o nouă mină, care exploatează strate de înclinare mică. La această mină lucrările de deschidere şi cele de pregătire s-au executat aproape exclusiv în strat. Exploatarea se realizează prin abataje frontale în retragere, în care tăierea se efectuează cu combine cu doi tamburi. Pentru exploatarea pilierilor, cît şi pentru prealabila prăbuşire a coperişului înainte de iniţierea exploatării în retragere se aplică metoda cu camere şi stîlpi.

Tamas, Z. **Măsurarea deformaţiei secţiunii în galeriile de pregătire.** Banyaszati Lapok, **99,** nr. 10, oct. 1966, p. 665—675.

Deformaţia secţiunii transversale a galeriei este mult influenţată de factorul timp. Pentru determinarea dependenţei dintre continuitatea susţinerii şi durata de folosire a lucrării s-au făcut măsurători ale deformaţiei secţiunii transversale a unei galerii de aeraj. Diferite porţiuni din lucrarea studiată se susţin cu acelaşi tip de susţinere, însă cu diverse continuităţi. Deformaţia secţiunii transversale, produsă în toată această perioadă, se determină prin măsurători geodezice şi fotogrametrice, combinate. În articol se arată că procedeul de studiu şi modul de determinare a continuităţii susţinerii, necesare pentru susţinerea lucrărilor miniere cu diferite durate de folosire, în vederea stabilirii acelorași dependenţe între continuitatea susţinerii şi durata de folosire a lucrării.

* * * **Combină cu gabarit redus tip KOF.** Bezopasnosti truda v promîşlennosti, **10,** nr. 10, oct., 1966.

Combina tip KOF cu putere de 25 kW este destinată folosirii în abatajele cu front scurt din zăcămintele de minereu de mangan, cu tărie sub $f = 3$ şi grosimi de 1,2—2,5 m.

Capacitatea de tăiere a combinei este de 50—70 t/h. Tăierea se efectuează prin frezare, ansamblul de tăiere, încărcare şi evacuare fiind montat pe şenile; puterea de 25,1 kW. Gabaritul combinei: lungime 6 150 mm, lăţime 980, înălţime în transport 960 mm; greutatea 3 680 kg.

Goldberg, Z. N. **Noutăţi din minele trustului Antracit.** Bezopastnosti truda v promişlennosti, **10,** nr. 10, oct. 1966. p. 28—32.

Dintre noutăţile tehnice realizate de inovatorii din cadrul acestui trust merită atenţie, în mod special, sistemul mecanizat de susţinere telescopică a lucrărilor miniere în săpare, dotat cu maşini de încărcat.

Susţinerea mecanizată poate fi confecţionată în atelierul mecanic al minei şi constă dintr-un tavan glisant în lungul a două grinzi, fixate pe cadrul maşinii de încărcat. În timpul încărcării rocii, tavanul artificial este tras peste maşină şi protejează mecanicul. În timpul perforării găurilor de mină, tavanul este împins spre front în faţa maşinii, protejînd muncitorii din front ca şi o susţinere provizorie.

În locurile de muncă în care s-a folosit acest sistem nu s-au constatat cazuri de traumatisme datorită desprinderilor de roci din tavan.

* * * **Căruciorul de perforare KBS.** Bezopastnosti truda v promîşlennosti, **10,** nr. 10, oct. 1966.

Căruciorul de perforare KBS poate perfora găuri de mină în roci de orice tărie, pe lungimi de 2 m şi cu un diametru de 40—66 mm. Căruciorul este montat pe trei pneuri, dispune de două braţe dotate cu perforatoare cu 2 800 lovituri / min, 200 rotaţii / min şi care sînt împinse în front cu o forţă de 1 000 kg. Gabaritul instalaţiei: lungime 3 100 mm, lăţime 1 250 mm, înălţime 1 360 mm; greutatea 3 500 kg.

* * * **Maşina de încărcat PPN-4.** Bezopasnosti truda v promîşlennosti, **10,** nr. 10, oct. 1966, p. II.

Maşina cu cupă tip PPN-4 se foloseşte la încărcarea minereului în abataje în vagonete de orice capacitate, putîndu-se folosi şi la săparea lucrărilor miniere dacă acestea au înălţimi de 3,3 m. Montată pe şenile, maşina are o capacitate de 1,6—2,0 m³/min la o capacitate a cupei de 0,8—1,0 m³. Viteza de deplasare a maşinii înainte şi înapoi este de 30 m/min. Puterea instalată este de 84 kW; comanda se face de la distanţă. Lungime: 3 800 mm, lăţime 1 500 mm, înălţime 1 900 mm, înălţime maximă de funcţionare: 3 800 mm; greutate 12 t.

* * * **Maşina de încărcat PNB-3.** Bezopasnosti truda v promîşlennosti, **10,** nr. 10, oct. 1966, p. II.

Maşina PNB-3 este destinată încărcării continue a minereului şi sterilului în bulgări mari în abataje şi la înaintări. Maşina este montată pe şenile şi dispune de două braţe de încărcare.

Capacitatea de încărcare: 3 m³/min, înălţimea de descărcare între 1 200 şi 2 400 mm; gabarite: lungimea 8 500 mm, lăţime 2 000 mm, înălţimea 1 820 mm; greutate 22 t.

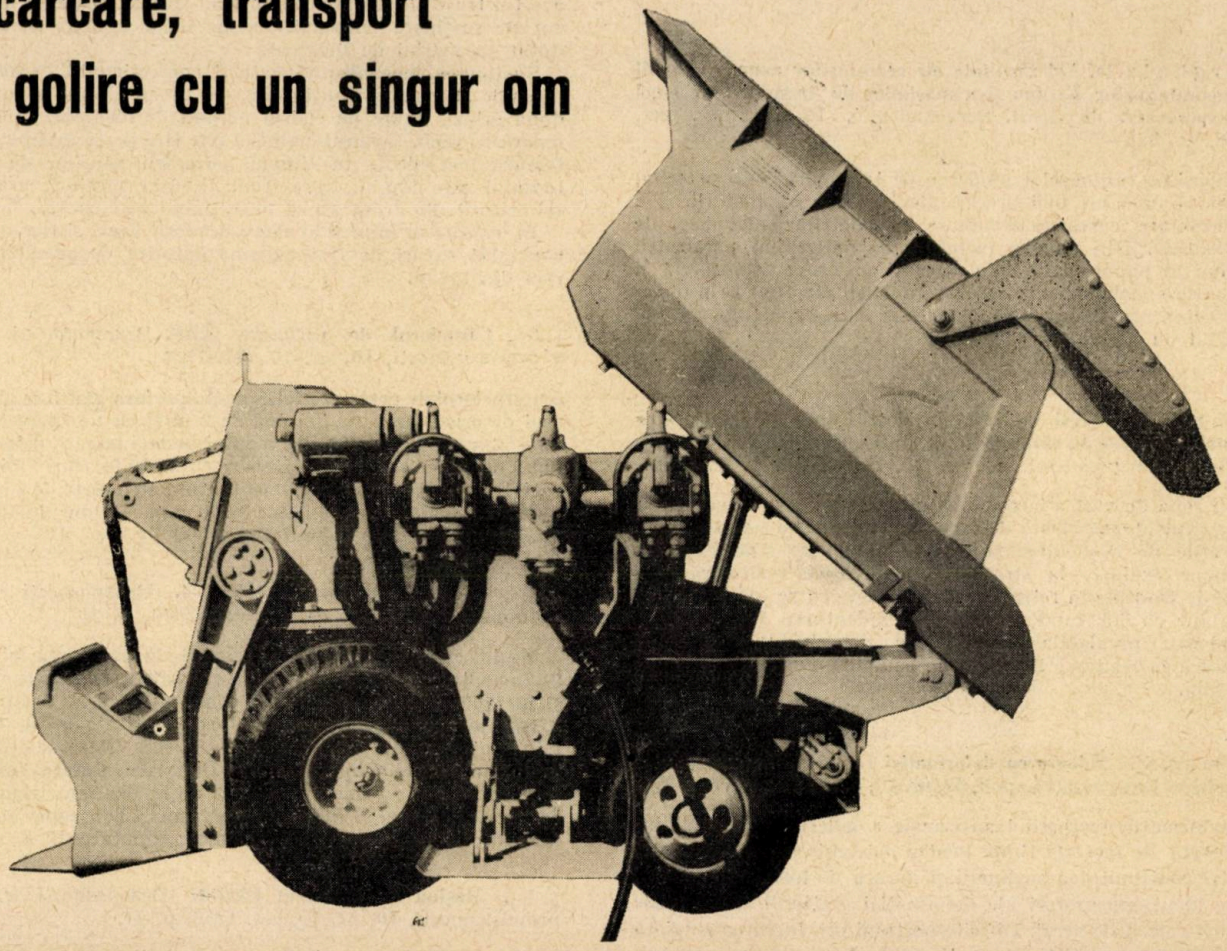
* * * **Pefecţionarea rambleierii hidraulice.** Mining and Minerals Engineering, **2,** nr. 10, oct., 1966, p. 367.

Gradul sporit în care se aplică în S. U. A. şi Canada metodele de exploatare cu rambleiere, folosind sterilul de la flotaţie, a dus la iniţirea unor cercetări referitoare la calităţile de rezistenţă şi de portanţă ale acestui material. Cercetările au avut drept scop stabilirea unor procedee de mărire a fricţiunii dintre particule şi a coeziunii.

În scopul măririi coeziunii în materialul hidrociclonat se adaugă proporţii reduse de argilă, iar pentru sporirea rezistenţei se recomandă adăugarea unor proporţii reduse de ciment în rambleul în stare de compactare. Prin folosirea unui vibrator de beton la locul de rambleiere, se poate mări gradul de compactare al rambleului cu 16%.

MŰSZAKI KÖNYVTÁR 1963

Încărcare, transport și golire cu un singur om



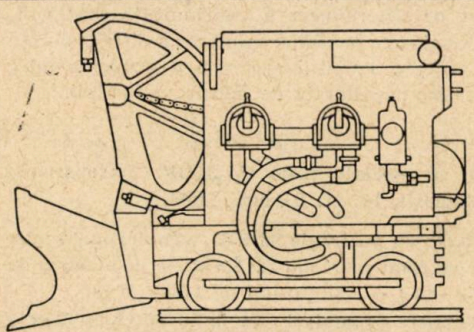
Mașina de încărcat și transportat T2G, avînd capacitatea cupei de 120 litri și a silozului de 750 litri, este economică în practică pentru încărcare și transport pe distanțe pînă la 200 m.

Se livrează și alte tipuri de mașini de încărcat și transportat pe roți cu cauciucuri sau pe linie ferată. Toate mașinile sînt caracterizate prin: ușurința de manipulare, viteză ridicată de lucru și pătrundere ușoară a cupei în material.

Cereți prospecte gratuite completînd cuponul de mai jos și trimițîndu-l lla MAȘINIMPORT, București, str. M. Eminescu nr. 10

ATLAS COPCO AB STOCKHOLM 1 SUEDIA

Atlas Copco



Informațiile se doresc în limba germană ☐, engleză ☐, franceză ☐.

☐ Trimiteți-ne informații complete asupra mașinilor de încărcat și transportat Atlas Copco pe roți cu cauciucuri.

☐ Trimiteți-ne informații complete asupra mașinilor de încărcat și transportat pe linie ferată.

NUMELE _____

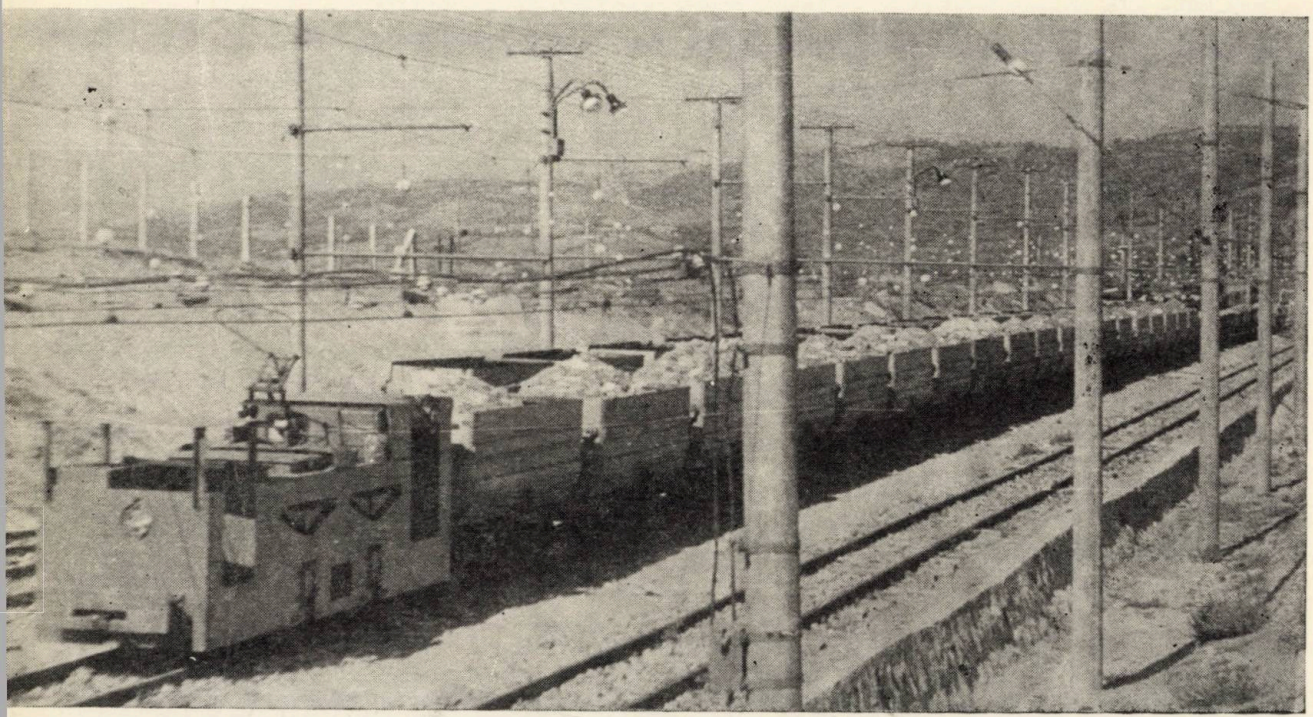
FUNCȚIA _____

ÎNTREPRINDEREA _____

ADRESA _____

4/67

MŰSZAKI KÖNYVTÁR 1863



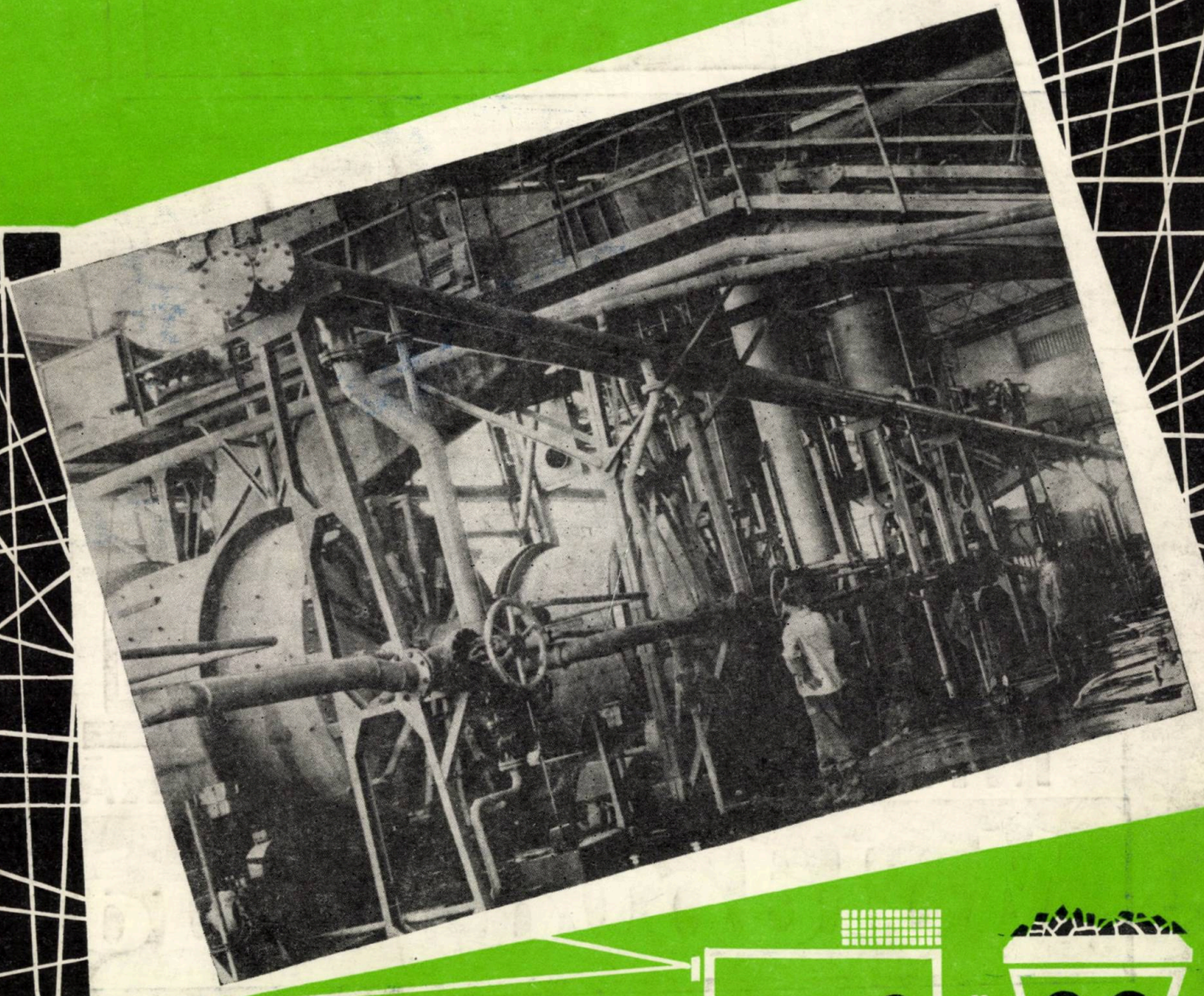
INTREPRINDEREA MINIERĂ

Moldova nouă

1967 JUL 29

Întreprinderea minieră

CLUJ



E 1433

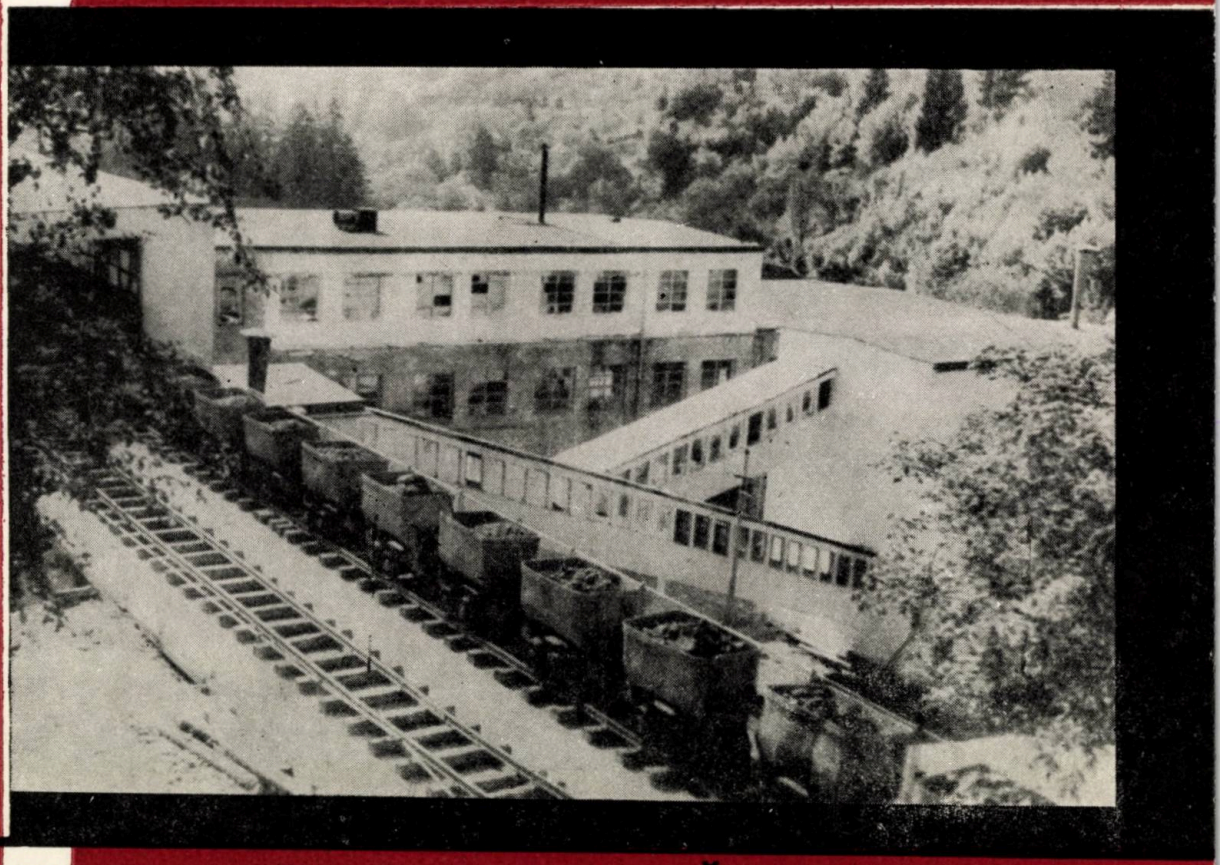
5

MAI
1967
VOLUMUL XVIII

REVISTA MINELOR

combinatul minier

BAIA MARE



FLOTAȚIA E. M. BĂIUȚ

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XVIII Nr. 5 196

CUPRINS

Papiu, V. Corvin şi Mînzatu Silvia — **Geneza bauxitelor de pe teritoriul Republicii Socialiste România** . . . . . 185—195

Gurău, A. — **Unităţile structurale metalogenetice din zona catenei carpatice a teritoriului Republicii Socialiste România** . . . . . 195—201

Handlery Otto — **Dimensionarea panourilor de exploatare prin abataj frontal în minele de lignit** . . . . . 202—208

Lăpuşcă, A. şi Grosu, St. — **Aplicarea statisticii matematice în stabilirea diluţiei inevitabile** . . . . . 208—214

Ionescu, D. — **Contribuţii la rezolvarea degajării unui zăcămînt de lignit** 214—224

Informaţii

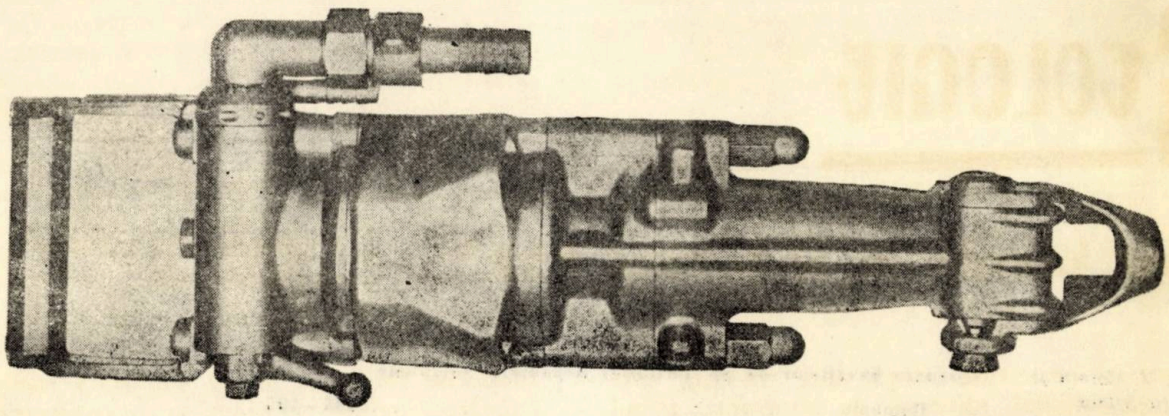
Invenţii — Inovaţii

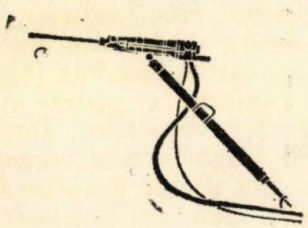
Recenzii

COMITETUL DE REDACŢIE

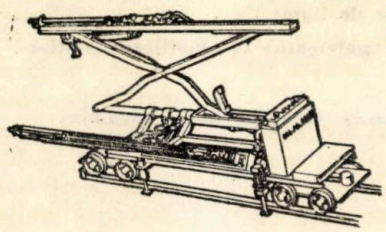
Conf. ing. LUBENESCU DAN, laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BÎRSAN TRAIAN, redactor responsabil adjunct; ing. ANTON PETRE; ing. BĂLTĂREŢU RAUL; geol. GURĂU ANDREI; prof. dr. docent HUBER PANU ION, membru corespondent al Academiei Republicii Socialiste România; ing. MILIŢESCU ERACLE; ing. MOGHIOROŞ EMERIC; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. POPESCU F. GABRIEL; ing. SCRIPĂŢ VASILE; ing. ŞONCODI CORIOLAN; ing VALVARIC NICOLAE

Perforatorul cel mai rapid dintre toate tipurile de perforatoare de aceeaşi mărime şi greutate, cu zgomot redus cu 75%

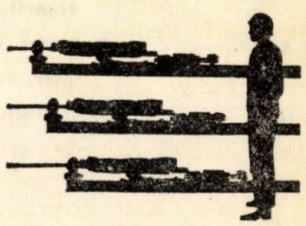




1



2



3

Perforatorul Panther are cea mai mare viteză de perforare din lume faţă de greutatea sa (27 kg).

Cu tot randamentul său ridicat, cheltuielile de întreţinere a perforatorului Panther sînt foarte reduse ceea ce face ca acest perforator să fie cel mai ieftin.

Actualmente, perforatoarele Panther se fabrică cu un amortizor al zgomotului cu un efect de reducere de 75%.

Perforatorul Panther este tipul de perforator cu multiple utilizări, fiind folosit la o gamă largă de lucrări miniere.

În desenele de mai sus sînt arătate trei moduri de folosire a acestor perforatoare şi susţinătoare Atlas Copco şi dispozitive de avansare.

Expediaţi cuponul alăturat la MAŞINIMPORT, BUCUREŞTI, Str. M. Eminescu nr. 10. raionul 30 Decembrie, indicînd denumirea întreprinderii, numele, funcţia şi adresa dv.

ATLAS COPCO AB – STOCKHOLM 1 – SUEDIA

Atlas Copco

Rugăm să ne trimiteţi informaţii complete cu privire la produsele ATLAS COPCO în limba: germană ☐; engleză ☐; franceză ☐.

informaţie cu privire la perforatoare . . . . . .

informaţie cu privire la oţeluri de sfredele . . . .

informaţie cu privire la . . . . . .

NUMELE _____

FUNCŢIA _____

ÎNTREPRINDEREA _____

ADRESA _____

9/67

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XVIII Nr. 5 1967

GEOLOGIE

Geneza bauxitelor de pe teritoriul R.S.R.*)

VICTOR CORVIN PAPIU şi SILVIA MÎNZATU

Bauxita constituie, după cum unanim este ştiut, principalul minereu de aluminiu, avînd prin aceasta o deosebită importanţă economică. Avîntul pe care l-a luat în ultima vreme în ţara noastră metalurgia aluminiului, prin crearea combinatului de la Slatina cu unităţile corelate (uzina de alumină de la Oradea şi două spălătorii — la Dobreşti şi Chistag), a ridicat în mod acut, atît problema sporirii rezervelor, cît şi aceea a ameliorării procedeelor de preparare a minereurilor de aluminiu.

În acest scop, în cadrul Institutului geologic, s-a iniţiat studiul complex şi sistematic al acestor minereuri, cum şi al rocilor pendinte de ele. Primul pas s-a făcut cu principalele noastre depozite de bauxită din masivul Pădurea Craiului, după care cercetările s-au extins comparativ şi asupra celorlalte depozite bauxitice de pe teritoriul nostru, studiu care se găseşte încă în faza de documentare. Cercetările executate pînă în prezent permit tragerea unor concluzii genetice, cu totul diferite de interpretările admise unanim pînă în prezent. De altfel, în trecut, studiile mineralogice, petrografice şi geochimice ale bauxitelor din Munţii Apuseni (Pădurea Craiului şi Cîmpeni-Sohodol), au avut un caracter cu totul sporadic şi insuficient. Geneza lor a fost legată de aporturi hidrotermale (Szadeczki) [27], apoi de procese metasomatice (Lachmann) [14] şi, în fine, de acumulări reziduale, conform interpretărilor clasice, aplicate mai întîi de Pauls [22] şi de Rozlozsnik [23] şi admise apoi de cercetătorii care s-au ocupat cu geologia sectoarelor respective din Munţii Apuseni. Potrivit acestor interpretări, depozitele de oxihidroxizi de aluminiu (depozite bauxitice sau allitice) ca şi cele de oxizi şi hidroxizi ferici (depozite ferillitice), de la suprafaţa rocilor calcaroase (regiuni carstice), ar fi consecinţa acumulării reziduurilor rămase în urma alterării superficiale, adică al dizolvării masivelor din fundament, reziduuri transformate apoi, în condiţii speciale de climă şi de drenaj. În felul acesta se admite că aceste depozite reprezintă vechi acumulări de terra rossa fosilizate, încadrîndu-se deci în geneza de bauxite tip terra rossa, în împărţirea pe care o face Fox [8], care poate fi considerat ca principalul părinte al concepţiei genezei reziduale a bauxitelor. Termenul de laterit, de care se leagă în mod curent noţiunea de bauxită, a fost dat de Francisc Buchmann-Hamilton (1907), unor roci reziduale, lipsite aproape de oxizi de aluminiu, formate prin alterarea superficială, mai ales prin desilicifiere a bazaltelor din India, roci cu aspect asemănător cărămizilor (later = cărămidă). Termenul a fost apoi generalizat de Fox (bauxite tip lateritic) pentru acumulările allitice rezultate din alterarea rocilor bogate în alumosilicaţi alcalini (mai ales feldspatoizi). Exemplul clasic este constituit de bauxitele reziduale, formate pe sienitele nefelinice din Guineea, în care s-au recunoscut profile cu tranziţii gradate, de la sienitele proaspete, prin roci caolinizate şi caoline curate, la bauxite, consecinţă a procesului de desilicifiere. Aceeaşi legătură genetică apare şi pentru bauxitele din Arkansas. În mod neadecuat, termenii de laterit şi laterizare au fost aplicaţi la masivele calcaroase, adică pentru depozitele de terra rossa la care ne-am referit mai sus, utilizîndu-se chiar expresia de lateritizarea calcarelor, expresie care constituie un nonsens.

Pe măsură ce studiile au avansat însă, s-a dovedit că concepţia originei reziduale a bauxitelor este cu totul insuficientă pentru explicarea

*) Se supune discuţiei.

genezei bauxitelor situate pe alt tip de roci decît pe cele bogate în minerale cu conținut ridicat de alcaline și alcalino-pămîntoase, convenabil procesului de bauxitizare. Mai mult chiar, depozitele de terra rossa sînt considerate ca acumulări pe suprafețe carstice de material bauxitic sau feruginos preexistent și în nici un caz un produs rezidual, format în urma solvirii rocilor calcaroase (Vadász) [28].

În cazul bauxitelor noastre din masivul Pădurea Craiului, rocile allitice se găsesc placate direct la suprafața calcarelor recifale de tip Stramberg, de vîrstă jurasică superioară, mulînd un vechi relief carstic, ocupînd funduri de doline sau pătrunzînd prin fisurile calcarelor cîteodată asemenea unor „filoane de bauxită". Ele sînt acoperite de depozite calcaroase lacustre cu Characeae, peste care se dezvoltă din nou calcare recifale, urgoniene, confundabile ușor, la prima vedere, cu calcarele jurasice din patul bauxitelor.

Examinînd chimismul acestor calcare constatăm că ele sînt extrem de pure, fiind alcătuite din carbonat de calciu (calcit organogen), în proporție de peste 99,5%. Reziduul, în genere sub 0,51%, este un depozit fin silicios, în primul rînd cu mici adaosuri argiloase (care într-un caz studiat foarte recent la Institutul geologic de V. Iosof, nici nu a putut fi identificate pe cale termodiferențială) și cu conținut de fier sub 5%. A deriva depozitul de oxizi de aluminiu din acest infim reziduu înseamnă a admite că alterarea superficială a acționat intens asupra sa, ajungînd la scindarea aluminei de silice din mineralele argiloase, proces care, în cazul caolinitului (principalul mineral argilos aflat în zăcămintele de bauxită) nu se poate realiza în laborator decît la temperaturi de peste 800° și în condiții cu totul speciale. Admițînd chiar și această posibilitate, ajungem în mod implicit la întrebarea : cum s-a putut bauxitiza neînsemnatul reziduu din calcarele recifale și nu s-a petrecut același lucru în marile mase de argilite din apropiere sau din altă parte (cum ar fi, în țara noastră depozitele de caolin sedimentar din formațiunea apțiană din Dobrogea, în care și condițiile de relief sînt în totul favorabile bauxitizării clasice, sau în marile mase caolinitice rezultate în urma alterării hidrotermale a andezitelor și mai ales a piroclastitelor acestora din masivele eruptive neogene : lanțul Harghita-Călimani, Munții Apuseni, regiunea Baia Mare) ?

Tot atît de logică este și o altă întrebare : de ce nu s-au acumulat bauxite și pe alte masive calcaroase cu suprafețe carstice, cum sînt atîtea în Munții Apuseni (Vașcău-Moneasa, Trascău, Metaliferi), în Carpații Orientali sau în Carpații Meridionali (platoul Mehedinților) ?

Și, în fine, o a treia întrebare este : de ce nu se acumulează nici terra rossa (material feruginos) și nici allite (bauxitice) la suprafața unor masive alcătuite din roci mai bogate în aluminiu și fier cum sînt granitele și atîtea alte tipuri de roci cristaline, ci întotdeauna pe calcare ?

Răspunsul vine de la o nouă interpretare, în care intervin condiții cu totul special și care situează, atît bauxitizarea, cît și formarea ferilitelor legate de calcare, în cadrul unor procese de precipitare fizico-chimică sau de remaniere a materialului provenit din depozite allitice preexistente.

În prezent bauxitele reziduale sînt din ce în ce mai puțin admise de către cercetători, aria lor limitîndu-se, în mod sigur, doar la alterarea rocilor aluminoase cu conținuturi convenabile de alcali și cu raportul $SiO_2 : Al_2O_3 = 4 : 6$, cum sînt rocile cu feldspatoizi, existînd chiar opinii care contestă posibilitatea formării bauxitelor din material bazaltic (Gedeon) [9]. Pentru majoritatea bauxitelor, mai ales pentru cele placate pe calcare, cum sînt bauxitele din bazinul mediteranean, se admite originea sedimentară, fie din soluții electrolotice sau coloide, fie din suspensii și material detritic, în urma unui lung transport (cum este cazul bauxitelor de vîrstă cretacică superioară din Ungaria, Urali, Jamaica, S.U.A. etc.). Beneslavski [2] admite existența și a unui tip mixt, în care materialul de cele două origini menționate s-a amestecat, formînd depozitul actual

Dintr-o primă apreciere, în stadiul actual al cunoștințelor, putem afirma că bauxitele de pe teritoriul țării noastre se situează în domeniul bauxitelor sedimentare. În cele ce urmează vom căuta să răspundem întrebărilor formulate mai sus prin datele pe care le deținem în urma studiului bauxitelor românești *. La alcătuirea lor participă preponderent oxihidroxizii de aluminiu, în primul rînd diasporul (diasporite) și, subordonat, boehmitul și hidrargilitul. Se adaugă oxizi și hidroxizi ferici, minerale de titan (rutil, ilmenit, anataz) și silicați ca leptoclorite și caolinit ; ca o excepție apar bauxitele cu pirită (în genere hidrotermală).

Toți geologii care au cercetat bauxitele din masivul Pădurea Craiului au remarcat faptul că aceste minereuri, în majoritate absolută, sînt de culoare roșie, adeseori decolorate pînă la alb în porțiunile periferice (pat, acoperiș, lateral). Bauxitele de culori închise (verde, brun, negru) apar, după observațiile noastre, fie independent de marea masă a bauxitelor roșii, fie la partea lor superioară, cum este cazul foarte expresiv din lentila de la Schireaua, unde se recunoaște o trecere gradată de la bauxită roșie la bauxită verde, la partea superioară. Un al doilea element caracteristic în legătură cu ocurența este faptul că bauxitele din masivul Pădurea Craiului se găsesc întotdeauna placate direct peste

* Ne referim în primul rînd la bauxitele din masivul Pădurea Craiului.

calcare, mulînd un vechi relief carstic (doline), fără nici o altă rocă de tranziţie argiloasă (caolinoasă) intermediară (fig. 1), aşa cum ar fi cazul să se întîmple în accepţiunea genezei reziduale.

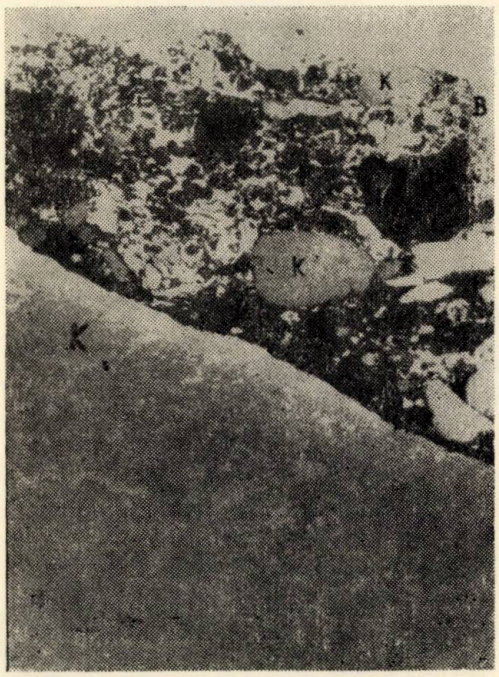


Fig. 1. Bauxite din masivul Pădurea Craiului. Contact între calcar şi bauxită, în brecia din baza lentilei de bauxită de la Cornet :

K – calcar jurasic; *B* – bauxită roşie-violacee cu fragmente de calcar *K* şi bauxită *B*. NII – 5 x.

Materialul argilos care se întîlneşte uneori între calcare şi lentilele de bauxită, cum şi pe fisurile acestor roci, este de aceeaşi natură cu cel din depozitele pleistocen-actuale, care acoper întregul platou carstic al masivului Pădurea Craiului, corespunzînd lehmului carstic şi avînd caracterul litologic al unor depozite argilo-detritice, decalcifiate. În masa lui se găsesc înglobate, după cum vom arăta, blocuri de bauxită care alcătuiesc aşa-numitele zăcăminte secundare (fig. 2).

Acest material conţine resturi de celule silicifiate de plante superioare (Graminee, Cyperacee) şi spori şi polen de vîrsta pleistocen-actuală şi au pătruns pe spaţiile create tectonic şi prin dizolvare, între bauxite şi calcare cum şi pe fisuri, în post-pliocen [19].

Pe de altă parte, studiul microscopic a arătat totala absenţă a oricărei urme de material detritic în masa bauxitelor. În baza unor lentile (Schireaua), bauxita conţine fragmente recristalizate de calcare sau chiar mici resturi fosile, iar în altele (Cornet II), apar brecii calcaroase cu ciment bauxitic, indicînd în mod vizibil că avem de-a face cu o precipitare de substanţă bauxitică care a înglobat materialul rezultat din alterare superficială aflat pe suprafaţa calcarelor şi pe fundurile dolinelor. Bauxitele din masivul Pădurea Craiului nu arată nici un indiciu de stratificaţie sau orientare primară (caracterul şistuos ce se remarcă uneori este secundar, legat de mişcări tectonice ulterioare formării lor) şi nu prezintă nici un fel de intercalaţii de roci de altă natură litologică (detritice sau argiloase). Pe de altă parte, ceea ce apare foarte evident la majoritatea bauxitelor, este structura ooidală (concentrică), în care corpusculi (ooide de forme circulare, sferice sau ovoide), apar înglobaţi într-o masă fundamentală (mesostază) geliformă sau vag recristalizată, în genere pigmentată în roşu cu hematit (fig. 3).

La alcătuirea ooidelor participă pături succesive allitice, adeseori cu diaspor frumos recristalizat (fig. 12), ferilitice : hematit, goethit în genere geliforme sau criptocristaline, magnetit sau titanomagnetit martitizat mai ales în nucleele ooidelor (fig. 10), sialitice cu caolinit (fig. 11) sau titanifere (rutil cristalizat, ilmenit). Ordinea şi numărul păturilor variază pe o scară largă (fig. 5, 13). Aceste ooide au, în general, conture nete nedeformate şi apar bine individualizate în masa mesostazei.

În cazul bauxitelor de culori închise : verde (fig. 4), brun (fig. 8), negru (fig. 9) se constată mai întîi faptul că numărul ooidelor este în genere foarte mare, mesostaza reducîndu-se pînă la aspecte peliculare. Caracterul concentric este mai puţin evident, ooidele fiind alcătuite uneori dintr-o substanţă amorfă sau criptocristalină de natură allitică, care conţine zone sau granule de pirită (fig. 11) şi chiar zone difuze circulare de leptoclorit. De altfel, leptocloritul este mineralul care pigmentează bauxitele verzi, cele brune conţinînd goethit, iar cele negre un pigment coloid, probabil organic sulfuros (hidrotroilit = monosulfură de fier hidratată, coloidală). Se mai remarcă faptul, destul de caracteristic, că ooidele sînt adeseori deformate prin tasare şi presiune. Prin comporaţie cu minereurile oolitice de fier, am utilizat pentru denumirea lor termenul de spastolite (fig. 15, 16, 17). Uneori ooidele sînt fragmentate (fig. 14) şi regenerate, în diferite grade, cu material allitic de aceeaşi natură cu ele, iar faptul, deosebit de caracteristic, că în aceste roci se găsesc fragmente minuscule, uneori chiar milimetrice, de bauxite preexistente, cu conture vag definite sau regenerate, indică fie o remaniere în stare plastică, fie regenerarea unor granule remaniate, cu material de aceeaşi natură, pe care le-am denumit ooide complexe (fig. 5 şi 8).

În fine, înainte de a trage concluziile genetice care fac obiectul lucrării de faţă, mai menţionăm faptul că, sub raportul alcătuirii chimice, bauxitele din masivul Pădurea Craiului, indiferent de culoare, în afară de bauxitele albe (fig. 7) sau deferizate (fig. 6), în care fierul a

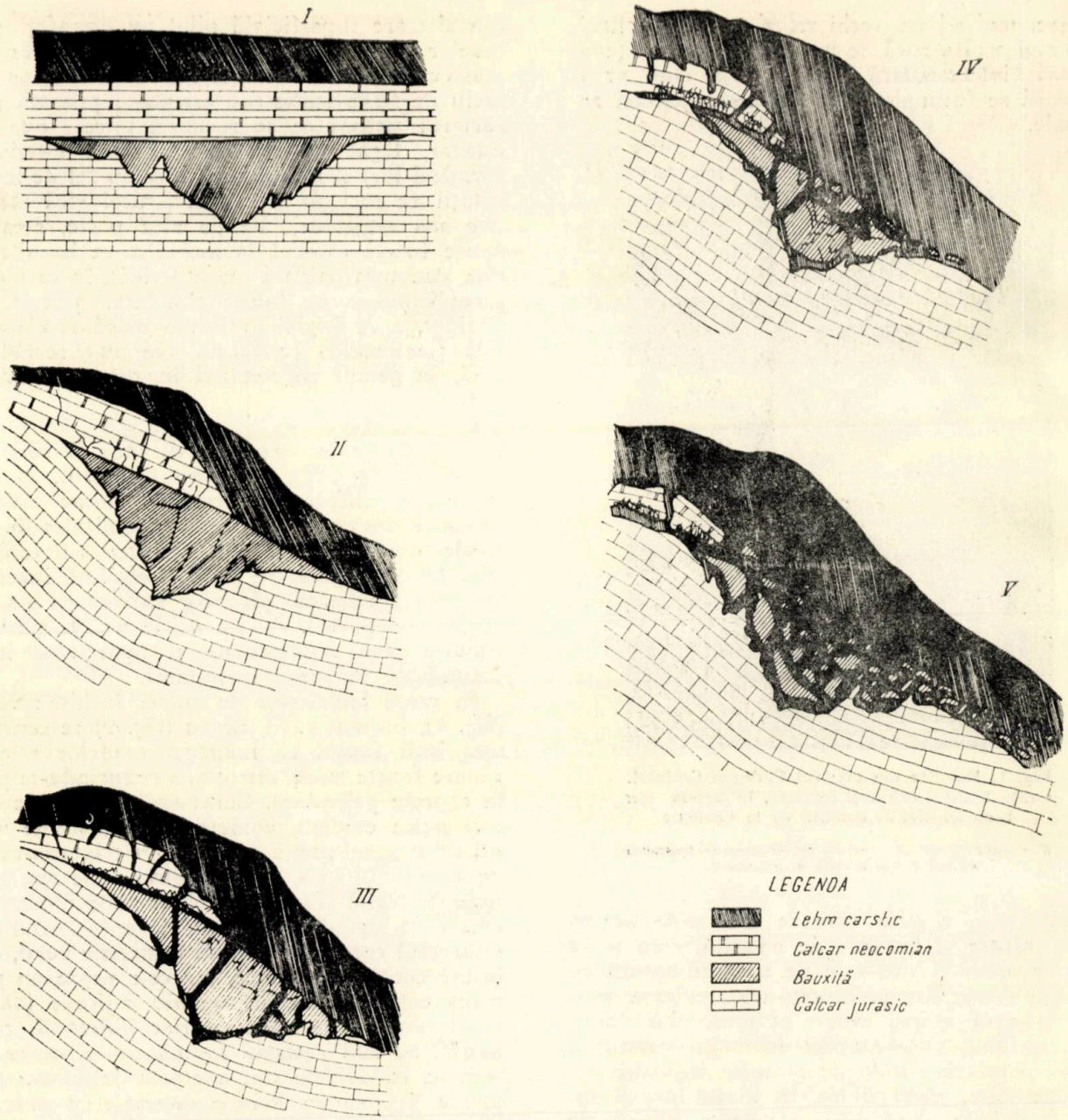


Fig. 2.

I – zăcământ primar de bauxită; *II* – zăcământ primar de bauxită, fisurat ca rezultat al mișcărilor tectonice; *III* – fisurile lărgite prin gelifracție și dislocație; *IV* – stadiu avansat de fisurare și contaminare cu lehm; *V* – zăcământ secundar de bauxită în lehm bauxitifer.

fost îndepărtat prin disoluție, conțin cantități sensibil apropiate de Fe, Al și Ti (triada), dovedind că provin dintr-un material comun și în condiții în totul analoge. Analize mai recente (tabela 1) arată o oarecare scădere a cantității de fier în bauxitele de culori închise (negre, brune, verzi), față de cele roșii-vișinii, care alcătuiesc, precum s-a menționat, marea masă a bauxitelor din masivul Pădurea Craiului, dar rămîne constantă proporția de Al și Ti. În analize anterioare (Zamfirescu) [29], cantitatea de fier apare în proporții analoge în toate tipurile de bauxite analizate.

Tabela 1

Analiza probelor de bauxite din masivul Pădurea Craiului

	Bauxite negre	Bauxite cafenii	Bauxite verzi	Bauxite roșii-vișinii
Fe_2O_3	6,99	14,64	6,13–16,00	20,80–30,00
Al_2O_3	61,30	46,47	58,07–68,55	50,00–55,29
TiO_2	3,45	3,15	3,60–3,65	2,85– 3,60
Al : Ti	17 : 1	14 : 1	17 : 1	14 : 1–17 : 1

Toate aceste elemente arată că bauxitele din Pădurea Craiului rezultă din precipitarea din soluții, mai ales din soluții coloidale, a ionilor triadei, proces rapid în care nu au intervenit aporturi de altă natură. Aceste soluții erau aproape total lipsite de silice, generate deci de un material de origine puternic desilicifiat.

Fig. 3. Bauxită vișinie cu structură coloidală și mesostaza hematitică geliformă, din baza lentilei de la Schireaua. NII—7x.

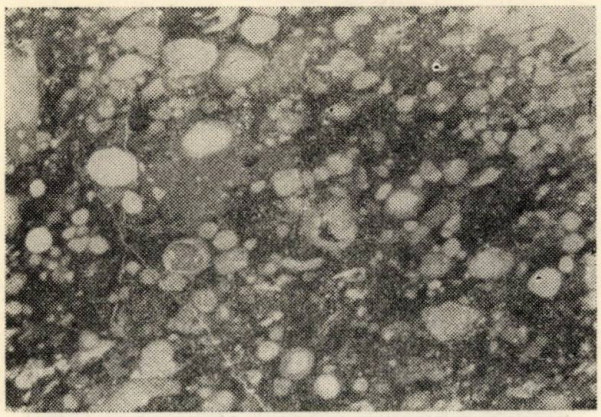


Fig. 4. Bauxită verde din partea superioară a lentilei de la Schireaua. NII — 12 x.

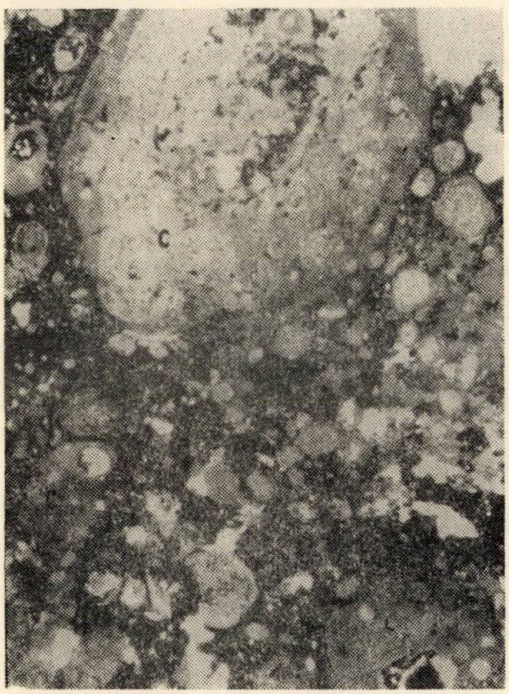


Fig. 5. Bauxită roșie cu ooide complexe *c*, de la Călățea. NII — 10 x.

Fig. 6. Bauxită roșie deferizată. Petele albe reprezintă zonele din care a fost îndepărtat fierul. Lentila Chicera Tarbii. NII — 15 x.

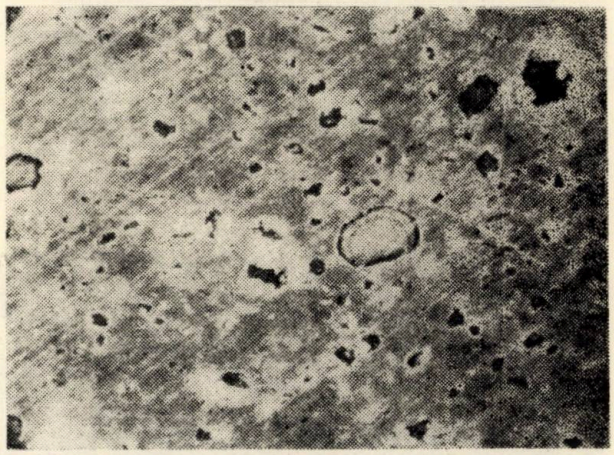


Fig. 7. Bauxită albă calcaroasă, în care structura ooidală este ștearsă (lentila Gal. I Aștileu). NII — 10 x.

Fig. 8. Bauxită brună cu ooide complexe *c* și spastolite *s* NII — 15 x.

Fig. 9. Bauxită neagră cu ooide diasporice *D*, feruginoase *H* şi leptoclorit pe fisuri *Lc*. NII — 20 x.

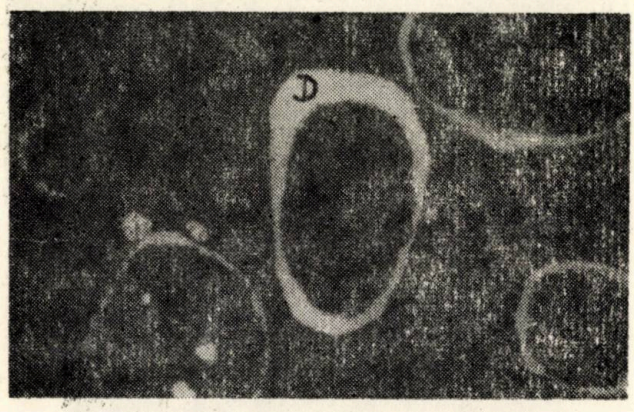


Fig. 10. Ooide cu centrul hematitic şi periferia diasporică *D*, recristalizată, prinse în mesostază hematitică geliformă. NII — 50 x.

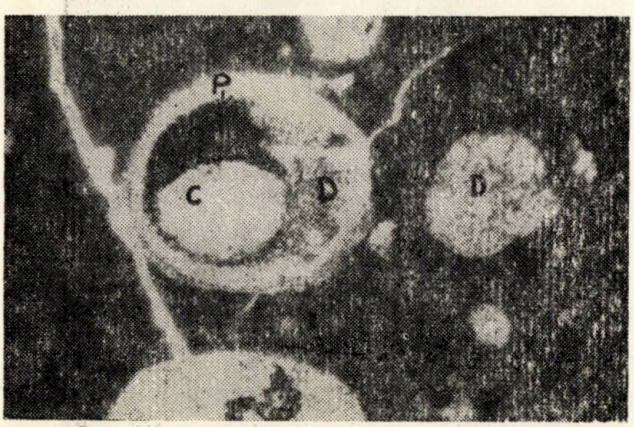


Fig. 11. Oooid cu structură simplă : periferia diasporică *D* şi centrul caolinos *c* ; pirita *P* este epigenetică. Bauxită verde — Zece Hotare — NII — 60 x.

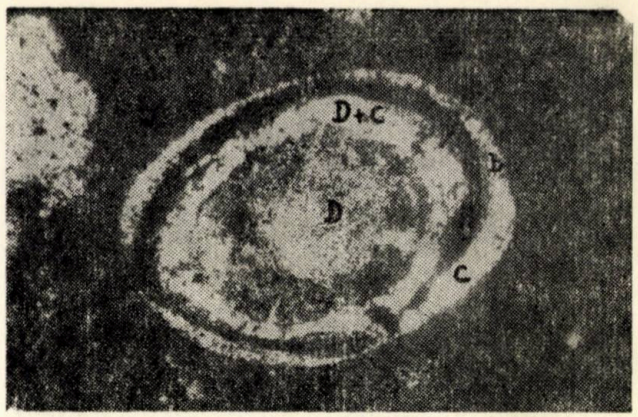


Fig. 12. Ooid cu structură concentrică realizată de alternanţa păturilor de diaspor *D*, caolinit *C* şi limonit *L*, în bauxită deferizată de la Zece Hotare. NII — 70 x.

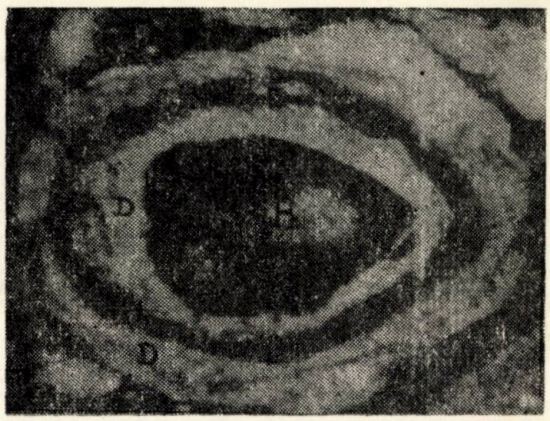


Fig. 13. Ooid dezvoltat în jurul unui fragment de bauxită preexistentă *B*, cu succesiuni de cruste concentrice, alcătuite din diaspor *D* şi hematit *H* în bauxită verzuie-lentila Jofi — Cheile Roşia — Albioara. NII — 80 x.

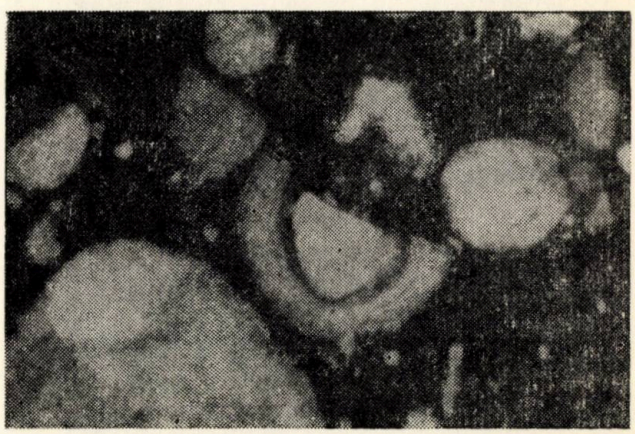


Fig. 14. Ooid diasporic fragmentat, în masa bauxitei verzi de la Schireaua. NII — 60 x.

Precipitarea a avut loc din soluții la *p*H-uri puternic acide, în care ionii triadei se găseau la un loc, dată fiind solubilitatea lor diferită, dar apropiată (Fe^{3+} la *p*H = 3, Ti^{4+} la

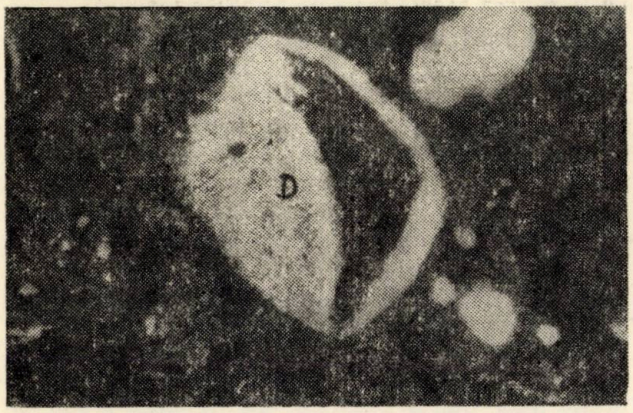


Fig. 15. Ooid diasporic *D* cu centrul hematititc *H* ușor deformat, în bauxită cafenie — Zece Hotare. NII — 70 x.

*p*H = 5 și Al^{3+} la *p*H = 3,5 sau 9).

Precipitarea a avut loc, în cazul bauxitelor roșii, în care Fe_2O_3 depășește uneori 30% și este legat sub formă de homatit într-un mediu puternic oxidant și, în condiții slab neutre pînă la reducătoare în cazul bauxitelor de alte culori, în care forma bivalentă a fierului a fost fixată în silicați — leptoclorite (bauxite verzi), sau chiar sulfuri (bauxite negre). Admitem că în aceste soluții ionice (electrolite) precipitarea a avut loc în urma ridicării valorii *p*H-ului, prin amestec cu apele bicarbonatate ale carstului, iar în cazul și mai probabil al unor soluții coloidale în care procesul de peptizare era realizat prin acizi humici (humați), precipitarea a fost determinată de distrugerea acestui înveliș peptizant de humați, datorită acelorași soluții apoase bicarbonatate. Problema originei ionilor (și deci a materialului primar), cum și a realizării unui mediu hiperacid intră, în bună parte, în domeniul deducției. Valorile de *p*H sub 3 sînt realizabile

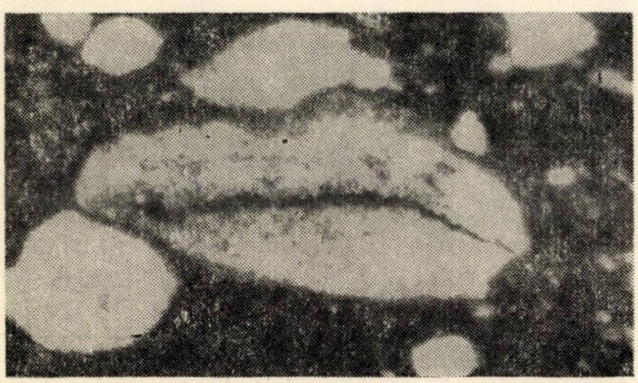


Fig. 16. Spastolit diasporic, în bauxită verde de la Schireaua. NII — 100 x.

în apele stagnante heterotrofe și cu o amplă activitate bacteriană din lacurile continentale și palustre. Or, supoziția existenței unor asemenea situații este susținută de faciesul lacustru, în parte anaerob, în care s-au acumulat mîlurile calcaroase de origine ale calcarelor neocomiene cu Characeae, care se găsesc placate, direct și cu limite foarte tranșante, peste bauxite și peste calcarele jurasice.

Problema materialului de origine considerăm că poate fi clarificată în primul rînd ținînd seama de chimismul bauxitelor de care ne ocupăm. Conținutul foarte ridicat în fier și titan, ca și conținuturile ridicate de anumite elemente disperse (crom, cobalt, vanadiu), puse în evidență de studiile spectrografice, pledează pentru o origine legată direct de roci eruptive bazice (gabbroidale).

Întrucît solubilizarea este direct proporțională cu gradul de dispersare (pulverizare sau fragmentare) a substanței, sîntem înclinați să admitem că sursa de origine a ionilor trebuie legată de cinerite bazice, de tipul cineritelor diabazice și spilitice, a căror vîrstă este în mod dovedit neocomiană în tot lanțul Apusenilor meridionali (Victor Corvin Papiu) [17, 18], (Savu) [24]. De altfel, pentru a explica geneza bauxitelor de

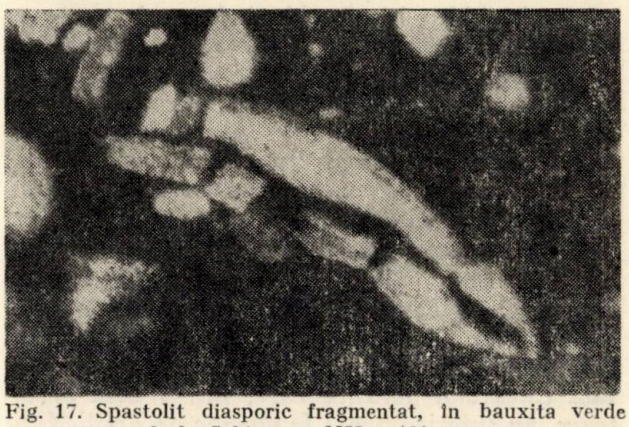


Fig. 17. Spastolit diasporic fragmentat, în bauxita verde de la Schireaua. NII — 100 x.

vîrstă cretacică superioară de pe teritoriul Ungariei, unii autori (Gedeon) [10], (Kiss) [12] admit participarea unui material piroclastic a cărei origine o presupun însă în afara granițelor țării lor.

Cea de-a doua problemă care se ridică, și care constituie poate chiar cheia procesului de bauxitizare, este modul în care a fost desilicifiat materialul de origine și redus astfel la o sursă de ioni de Fe-Al-Ti, care au trecut în soluții acide. În acest sens trebuie să reamintim că solubilitatea silicei este cu atît mai ridicată, cu cît *p*H-ul este mai ridicat și deci, cu cît solventul este mai alcalin (după Correns). După date mai recente, solubilitatea silicei ar fi independentă de *p*H pînă la *p*H = 8 (Krauskopf) [13]. Cum la valori ce depășesc *p*H = 9 trece în soluție și alumina, trebuie să admitem că procesul a avut loc în acest interval de *p*H fără a depăși însă limita solubilității aluminei. Iată deci o condiție foarte specială care controlează geneza soluțiilor bauxitifere și care, dacă nu se realizează, aluminiul se leagă cu silicea dînd naștere la mi-

nerale argiloase (caolinoase). Gedeon [10] admite că atare condiţii au putut fi realizate în lacuri continentale cu adîncimi reduse (mai puţin de 50 m) şi cu temperaturi ridicate. Cum în bauxitele noastre triada (Fe-Al-Ti) este constantă şi cu valori ridicate pentru Fe ca şi pentru Ti, ceea ce, după cum s-a arătat, implică precipitări din soluţii hiperacide, nu vedem posibilă o desilicifiere în atare condiţii, urmată apoi de o bruscă hiperacidulare a mediului.

Procesul de desilicifiere a materialului care a generat bauxitele din masivul Pădurea Craiului, considerăm că trebuie pus mai curînd pe seama unor masive intervenţii hidrotermale. Sînt cunoscute astfel numeroase exemple de tufuri şi lave bazice puternic desilicatate sub acţiune fumarolianâ, dar mai ales hidrotermală. Astfel, în andezitul de Sannataler, au luat naştere, prin asemenea influenţe, hidrosoli de alumină, fără a se mai trece prin stadiul intermediar de silicat adică de caolinit (Dittler şi Kühn) [7], iar în Jawa şi Sumatra, van Bemmelen (din Cavinato) [4] citează tufuri şi lave vulcanice îmbogăţite masiv în hidroxizi de Al şi Fe, prin acţiunea solfatariană, urmată de reducere prin anhidridă carbonică. Unii autori admit că bauxitele din sudul Franţei au luat naştere din soluţii fierbinţi, fiind comparabile cu acumulările allitice din regiunile geiseriene din S.U.A. (Yellowstone Park), unde se depun direct mîluri cu un conţinut de 58,5% alumină, faţă de 22,2% silice.

Toate aceste elemente duc la concluzia că originea materialului alumino-fero-titanat din care au luat naştere bauxitele din masivul Pădurea Craiului, trebuie căutată în depozite piroclastice diabazice sau spilitice, depuse la suprafaţa calcarelor jurasice care, într-o fază următoare, au suferit intense fenomene de desilicifiere hidrotermală. Studiul microscopic al calcarelor din patul şi din acoperişul bauxitelor a indicat atare aporturi şi anume : în timp ce în calcarele neocomiene din acoperiş, ca de altfel şi în bauxite, se recunoaşte intervenţia unei singure faze hidrotermale, legate de activitatea banatitică (supracretacică), evidenţiată prin fisuri cu pirită şi chiar prin mici filoane cu pirită şi cuarţ, în calcarele jurasice ale culcuşului apar două astfel de serii de fisuri mineralizate (indicînd deci două faze de mineralizare) ce se întretaie. Admitem că prima fază, mai veche decît cea care se recunoaşte în calcarele neocomiene şi în bauxite, trebuie corelată magmatismului neocomian.

Materialul piroclastogen, intens desilicifiat şi redus poate la un amestec heterogen de oxizi, a fost apoi solubilizat în apele hiperacide ale unor mlaştini şi lacuri heterotrofe, instalate poate chiar la suprafaţa lor. În momentul în care aceste soluţii au luat contactul cu calcarele, în urma alterării întregii stive de piroclastite, amestecul cu apele bicarbonatate a determinat, prin schimbarea bruscă a valorii *p*H-ului sau prin depeptizarea coloizilor, precipitarea cvasiinstantanee a gelului alumo-feri-titanifer, mulînd relieful subjacent şi pătrunzînd în fisuri. Într-o primă fază şi cea mai importantă, procesul a avut loc în condiţii de intensă oxigenerare, cu formarea masei mari de bauxite roşii.

Într-o fază mai tîrzie în unele sectoare poate chiar concomitent cu faza iniţială, s-au creat mici bazine palustre, de mîluri allitice bogate în materie organică şi deci în condiţii din ce în ce mai slab aerobe şi chiar reducătoare. Au luat naştere, prin precipitare, bauxitele goethitice (brune), cloritice (verzi) şi chiar sulfuroase (negre). Tranziţia de la bauxita roşie la cea verde se observă, în mod remarcabil, în lentila de la Schireaua (sectorul minier Zece Hotare). În această fază au loc remanieri şi amestecuri locale de materiale, unele în stare încă plastică, datorată probabil unor mişcări şi viituri, pe distanţe însă foarte limitate. În această etapă se formează ooidele spastolitice şi se remaniază fragmentele cu forme neregulate şi contururi difuze, citate mai sus. În unele sectoare aporturile de ioni de fier sînt subordonate în comparaţie cu ale celor de aluminiu şi titan.

Cu aceasta însă evoluţia litologică a bauxitelor nu a luat sfîrşit. Începe un complex proces diagenetic şi hidrotermal, care modifică uneori alcătuirea mineralogică iniţială, iar alteori duce la ample recristalizări izochimice pe fisuri sau în interiorul ooidelor, în spaţiile create în urma uscării stratelor concentrice şi a crăpării corpusculilor. Dar ne oprim aici, metamorfoza bauxitelor, de la faza de gel complex şi pînă în faza actuală, putînd forma eventual obiectul unei alte lucrări.

Referindu-ne acum la alte depozite bauxitice de pe teritoriul ţării noastre ţinem să precizăm mai întîi că studiul lor este încă în curs şi că aprecierile genetice pe care le facem au deocamdată caracterul unor premise de lucru.

Bauxitele din regiunea Sohodol-Vidra-Cîmpeni (Munţii Apuseni) se găsesc placate peste calcare cristaline, în baza formaţiunii cretacice superioare în facies de Gossau (Santonian superior după M. şi D. Lupu) [15]. Spre deosebire de precedentele, ele prezintă uneori o evidentă stratificaţie, caracterul ooidic este mult mai puţin marcat, putînd lipsi cu desăvîrşire, iar culoarea este roşie-brună. Ceea ce trebuie subliniat în mod deosebit, este prezenţa în masa lor a materialului detritic (caolinit, muscovit, zircon, turmalină, rutil, epidot, apatit) care, local, dă aspectul unor gresii cu ciment feruginos bauxitic. M. şi D. Lupu [15] citează şi prisme de inocerami (detritus organic). Elementele menţionate ne duc, în mod implicit, la concluzia că aceste roci reprezintă depozite detritice sau mai exact detrito-chimice, rezultate din sedimentarea concomitentă a materialului feri-allitic cu materialul detritic adus de apele continentale. Aceasta reiese din legătura nemijlocită cu calcarele din fundament, ca şi din caracterul sferoidal

și concreționar pe care-l prezintă adeseori. Gelurile precipitate la suprafața calcarelor au înglobat materialul detritic aflat în curentul de apă în care au fost antrenate soluțiile (coloidale) de origine.

Pe baza datelor pe care le deținem pînă în prezent, admitem că în mod analog s-au format și rocile bauxitice din bazinul Hațegului. După cercetări recente (Murgeanu și Patrulius) [16], (Stilla) [25], depozitele au virsta albiană și se găsesc placate pe calcare neocomiene recifale, fiind acoperite de sedimente cretacice superioare. Alcătuirea lor este foarte heterogenă dovedind că sedimentarea gelului allito-ferilitic a avut loc în amestec cu cantități foarte variate de material argilos și detritic (argile ferobauxitice, gresii cu ciment ferobauxitic etc.). Ooidele sînt feruginoase, opace și, în genere, lipsite de structură specifică. Problema este încă în curs de cercetare.

În afară de bauxitele menționate pînă aici, pe teritoriul R.S.R. au mai fost citate bauxite în masivul Poiana Ruscă și recunoscute de curînd în Rarău (aplicația Institutului geologic din mai 1965). Din datele bibliografice rezultă că primele se găsesc în apropiere de comuna Rusca Montană (la NE de satul Peștera) și că sînt placate tot pe calcare recifale, de vîrstă jurasică superioară, mulînd un vechi relief carstic ; sînt acoperite de depozite argilo-detritice de vîrstă cretacică superioară, în facies de Gossau [6]. Din profilul dat de Rozlozsnik [30], sîntem înclinați să credem că avem de-a face cu bauxite de precipitare, de tipul celor din masivul Pădurea Craiului (problema rămîne deschisă pînă la efectuarea unui studiu de amănunt). Aflorimentele sînt în număr foarte mic. În această regiune se găsesc și acumulări de oxizi ferici, avînd stratigrafic aceeași poziție ca și bauxitele citate și cărora D. Giușcă [11] le atribuie origine reziduală, pe seama alterării calcarelor din pat, care sînt străbătute de filonașe de sideroză.

În fine, bauxitele din aflorimentul din Rarău se găsesc placate pe calcare masive mesozoice, asupra vîrstei cărora nu s-a spus pînă în prezent ultimul cuvînt (D. Patrulius, V. Mutihac). După caracterele microscopice, într-o primă aproximație, înclinăm să le asemănăm tot cu bauxitele secundare. Ele conțin material detritic : turmalină, rutil, de cele mai multe ori constituind nucleul ooidelor, mică albă cu aspect sericitic și caolinit.

Pentru a încheia șirul depozitelor allitice de pe teritoriul țării noastre, trebuie să menționăm acumulările argilodetritice, bogate în genere în oxizi ferici, de vîrstă recentă (cuaternar-actuală) care acopăr platoul carstic al masivului Pădurea Craiului și care, datorită conținutului în material granular bauxitic, am apreciat că pot constitui, prin ele însele, un minereu de aluminiu demn de luat în considerație. Prin caracterele sale (decalcifiere intensă, bogăție în oxizi ferici) acest depozit apare ca un lehm și a fost denumit „lehm carstic" (Rozlozsnik) [23] sau, datorită conținutului său în bauxită, lehm bauxitifer (Victor Corvin Papiu și Silvia Mînzatu) [18]. El alcătuiește matricea (masa interstițială) în cazul depozitelor de fragmente și blocuri bauxitice, constituind așa-numitele zăcăminte secundare, la care ne-am referit anterior. În astfel de cazuri, sedimentele pot avea caracterul unor adevărate argile cu blocuri.

Am arătat că pătrunderea lehmului carstic în masa lentilelor de bauxită s-a produs pe fisuri și mai ales pe golurile de pe limita cu calcarele, rezultate în urma proceselor de eroziune a apelor de infiltrație (Rozlozsnik) [23], (Patrulius) [20]. După opinia noastră, fracturarea și fragmentarea bauxitelor din zăcămîntul primar este efectul proceselor tectonice, urmate de gelifracție (despicare sub presiunea înghețului), produsă în timpul glaciației pleistocene asupra lentilelor scoase la suprafață prin eroziune. Capacitatea de dizolvare a apelor care au pătruns pe fisurile rocilor calcaroase în fazele interglaciare, a fost desigur sporită de conținuturile superioare de CO_2 reținute în ape în virtutea temperaturii lor foarte scăzute (fapt ce poate explica chiar absența fragmentelor de calcare din zăcămintele secundare de bauxită). Mai departe, deplasarea blocurilor și fragmentelor de bauxită poate fi atribuită aparatelor fluvioglaciare pleistocene, sau poate fi legată de procese de soliflucție (deplasarea sub impulsul gheții) în periglaciar, așa cum explică M. Bleahu [3] deplasarea și formarea și a altor blocuri de pe carstul Bihorului (Padeș și chiar Pădurea Craiului). Inundațiile care au urmat după ultima topire a ghețurilor pleistocene, au împrăștiat materialul argilo-granular pe întreaga suprafață a platoului masivului Pădurea Craiului. Forța lor a fost însă insuficientă pentru a transporta materialul psefitic (fragmentar și blocurile). Considerăm că în felul acesta se explică faptul că lemnul carstic conține, alături de granulele de bauxită, chiar și atunci cînd formează matricea zăcămintelor secundare, granule de origine cristalină (cuarț, muscovit, zircon, granați, staurolit, turmalină etc.), aduse de viituri, poate și de vînturi (eoliene) din formațiunile ce alcătuiesc rama și fundamentul platoului carstic. Oxizii ferici care impregnează depozitul provin din levigarea (deferizarea) zăcămintelor primare și materialului fragmentar bauxitic și au precipitat în condiții analoge cu gelul bauxitelor primare, în urma amestecului cu apele carstice bicarbonatate.

Pe baza elementelor prezentate pînă aici, admitem că aceste depozite reprezintă adevărate sedimente continentale argilo-detritice cu caracter bauxitic sau allitic, comparabile parțial cu depozitele de bauxită remaniate.

În lumina celor expuse, considerăm că bauxitele și depozitele similare (bauxitice sau allitice)

de pe teritoriul R. S. România, pot fi împărțite în următoarele grupe genetice :

1. Bauxite de precipitare fizico-chimică sau primare, de tipul Pădurea Craiului (lentile și zăcăminte primare), lipsite complet de material clastic. În această grupă se situează poate și bauxitele din Poiana Ruscă.

2. Bauxite detrito-chimice, de tipul Sohodol-Cîmpeni și Hațeg și poate Rarău, în care materialul argilo-detritic intervine în cantități variabile, roci ce rezultă din precipitarea gelurilor alumo-feruginoase în amestec cu materialul detritic, purtat pe cale acvatică. Presupunem totodată că materialul din care au luat naștere bauxitele resedimentate își are originea în bauxitele primare de vîrstă mai ales neocomiană (tip Pădurea Craiului) care, în condiții de alterare și de abraziune avansată, au fost reduse la un material foarte fin (pelitic), din care au fost apoi solubilizați ionii triadei și precipitați la suprafața masivelor calcaroase, concomitent cu depunerea materialului detritic.

3. Depozite continentale argilo-detritice de tipul lehmului bauxitifer, acumulat și încă în curs de acumulare, care acoperă suprafața carstului din Pădurea Craiului și în care bauxitele apar în fracția detritică sub formă de granule, în timp ce materialul precipitat este reprezentat prin oxizi ferici. Procesul amintește într-o oarecare măsură, depunerea bauxitelor de tip detrito-chimic, cu deosebirea principală că oxizii aluminiului provin numai din materialul remaniat și nu pe cale chimică. Putem, în concluzie, afirma că în acest sector asistăm și în prezent la acumularea de depozite secundare allitice (bauxitice) și, prin prisma datelor pe care ni le aferă aceste sedimente, putem trage concluzii asupra modului de sedimentare a bauxitelor din coloana stratigrafică.

De altfel, opinia cu privire la remanierea materialului bauxitic a fost folosită și de către cercetătorii unguri pentru explicarea genezei bauxitelor cretacice superioare de pe teritoriul lor (Gant, Nesza), admițînd un lung proces de transport și abraziune (Gedeon) [9], (Bardossy) [1], (Kiss) [12]. Aceste depozite, ca și cele detrito-chimice de pe teritoriul nostru, își au originea foarte probabil în vechi zăcăminte primare, de tipul celor neocomiene din Munții Pădurea Craiului sau de la Vilany (R. P. Ungară) regiune în care Patrulius și Füllop [21] au recunoscut o structură geologică în totul analogă cu cea din NV Munților Apuseni.

Tot din aceste elemente rezultă, în mod evident, că formarea depozitelor de terra-rossa de la suprafața masivelor calcaroase, departe de a avea o origine eluvială, reprezintă acumulări de material detritic și chimic legate de degradarea unor depozite preexistente de bauxită (așa cum admite și Vadász [28], sau din alte roci bogate în fier, în care acest element a precipitat sub forma oxidată.

Totodată, trebuie să menționăm și faptul că în țara noastră nu se întîlnesc bauxite de tip rezidual (lateritice) și nici bauxite marine, cum sînt de exemplu cele din devonianul Uralilor de Sud (Strahov) [26], (Beneslavski) [2] și (Gladkovski).

Din cele expuse rezultă desigur faptul că procesul de bauxitizare este extrem de complex, cerînd materii prime speciale și mai ales condiții proprii de desilicifiere și de solubilizare a ionilor. Din acest motiv nu se găsesc bauxite decît în anumite regiuni calcaroase, în care au fost realizate integral aceste condiții. În dolinele recente de pe platoul Moneasa-Vascău (Munții Apuseni) s-au acumulat, după cum se știe, cantități exploatabile de oxizi de fier și mangan, considerați de natură reziduală. Este clar că și în acest caz precipitarea a avut loc în condiții analoge, adică sub acțiunea apelor bicarbonatate carstice, cu deosebirea că din soluțiile respective lipsea aluminiul (care s-a unit cu silicea din argile) și exceda fierul și manganul.

Cum studiul complex al bauxitelor autohtone se găsește în prezent în curs de desfășurare, considerăm că datele prezentate în lucrarea de față constituie, din multe puncte de vedere, premise de lucru pentru viitor, fiind susceptibile de diferite amendamente și, mai ales, completări. Sub raport practic, considerăm că aceste interpretări deschid căi noi pentru cercetarea conținutului în alumină a diferitelor tipuri de sedimente argilo-feruginoase, aflate la suprafața rocilor calcaroase din țara noastră, putînd astfel aduce contribuții noi și utile în problema măririi rezervelor de materii prime minerale necesare industriei noastre de aluminiu.

BIBLIOGRAFIE

[1] Bardossy, G. *The geochemistry of Hungarian Bauxites.* Acta Geol. Acad. Sci. Hung. Part. I, vol. V, fasc. 2, 1958.

[2] Beneslavski, S. I. *Mineralogia bauxitelor.* Editura de stat pentru literatură tehnico-științifică și pentru geologia și protecția subsolului. Moscova, 1963.

[3] Bleahu, M. *Formațiuni periglaciare în carstul din Munții Bihorului.* Lucrările Inst. de speologie „Emil Racoviță", vol. III, 1964.

[4] Cavinato, A. *Geologie et genesi delle bauxiti.* Mem dell Inst. Geol. dell'Univ. di Padova vol. XV, 1948.

[5] Correns, C. W. *In Barth-Correns-Eskola.* Die Entstehung der Gesteine. Berlin, 1939.

[6] Dincă, Al., Georgescu, D. și Georgescu, L. *Raport geologic pentru cărbuni în bazinul Rusca Montană.* Arh. Inst. Geologic, 1963.

[7] Dittler, E. și Kühn, O. *Die Genesis der Sanntaler bauxite Chemie der Erde 8.* Neues. Jahrb. min. Ref. II, 1935.

[8] Fox, C. S. *Bauxite.* London, 1927.

[9] Gedeon, T. *The possibility of bauxite formation.* Acta Geol. Ac. Sci. Hung. Tom. I fasc. 1—4, 1952.

[10] Gedeon, T. *Aluminite (Werbsterite) of Gant.* Hungary Acta Geol. Acad. Sci. Hung. Tom. III, fasc. 1—3, 1955.

[11] Giușcă, D. *Raport asupra posibilităților miniere ale regiunii Poiana Ruscă.* Arh. Inst. Geologic, 1947.

[12] Kiss, J. *La contribution minéralogique de la bauxite de Nésza.* Acta Geol. Acad. Sci. Hung. Tom. I, fasc. 1—4, 1952.
[13] Krauskopf, K. *The geochemistry of silica in sediments (a symposium with discussions).* Soc. of. Econ. Paleont. and Mineral. Special Publication, nr. 7, 1959.
[14] Lachmann, R. *Neue ostungarische Bauxitkörper und Bauxitbildung überhaupt.* Zetischr. f. prakt. Geol. XVI, 1908.
[15] Lupu, M. şi Lupu, D. *Raport privind cretacicul superior din bazinele Vidra şi Sohodol-Cîmpeni.* Arh. Inst. Geologic, 1955.
[16] Murgeanu, G. şi Patrulius, D. *Les formations mésozoiques de la Roumanie.* An. Inst. Geol. Hongr., 1960.
[17] Papiu, V. C. *Cercetări geologice în masivul Drocea (Munţii Apuseni).* Bul. St. Acad. R.P.R. Sect. St. biol. agr. geol. geogr. vol. V, nr. 1, 1953.
[18] Papiu, V. C. şi Mînzatu, S. *Ipoteză asupra genezei bauxitelor din masivul Pădurea Craiului (Munţii Apuseni).* Sub tipar. Comunicare în sesiunea 1966 a Inst. geologic.
[19] Papiu, V. C. şi Mînzatu, S. *Asupra prezenţei fitolitelor opalice în rocile argilo-detritice asociate bauxitelor din masivul Pădurea Craiului.* D.d.S. vol. LIII/2, 1966 (sub tipar).
[20] Patrulius, D. *Raport asupra geologiei bauxitelor din partea centrală a Pădurii Craiului, cu o anexă asupra lucrărilor de cartare din 1954.* Arh. Inst. Geol., 1954.
[21] Patrulius, D. şi Füllop, Sz. *Affinités du Mesozoique de Bihor Monts Apuseni — Roumanie avec le Mesozoique des Collines Villany (sud de l'Hongrie).* Sub tipar.
[22] Pauls, Otto. *Die aluminiumerze des Bihargebirges und ihre Entstehung.* Zeitschr. f. prakt. Geol., Berlin, 1913.
[23] Rozlozsnik, P. *Vorläufiger Bericht über die Art des Aufretens der Bauxite im nördlichen Bihar (Kiralyerdö).* Jahrb. d. K. ung. Geol. A., Budapest, 1918.
[24] Savu, H. *Chimismul vulcanitelor jurasic superioare-cretacic inferioare din Munţii Drocea.* D.d.S. Inst. Geol. vol. XLVII (1959—1960), 1962.
[25] Stilla, Al. *Raport geologic asupra prospecţiunilor pentru bauxită la Ohaba-Pui (Munţii Sebeşului).* Arh. Inst. Geol., 1965.
[26] Strahov, M. M. *Osnovî teorii litogheneza.* Moskva, 1926.
[27] Szádeczky, I. *Die Aluminiumerze des Bihargebirges,* Földt. Közl. vol. XXXV, 1905.
[28] Vadász, E. *Bauxit es terra rossa.* Földt. Közl. 86, 2, 1956.
[29] Zamfirescu Leonida E. *Contribuţii la studiul bauxitelor din România.* Inst. geol. Rom. St. Tehn. şi Econ. vol. XIII, fasc. 10, 1931.
[30] Rozlozsnik, P. *Însemnări despre ivirile de bauxită în Poiana Ruscă şi în Bihorul de S.* (Traducere Com. Geologic) Földtani évi jelentési. Budapest, 1917-1919.

Unităţile structurale metalogenetice din zona catenei carpatice a teritoriului R. S. România

A. GURĂU

Cunoaşterea caracteristicilor structurale şi genetice ale zăcămintelor de substanţe minerale utile constituie una din sarcinile fundamentale care se cer a fi rezolvate pentru dirijarea lucrărilor geologice.

Prin caracteristicile structurale ale zăcămintelor se înţelege totalitatea elementelor structurale existente anterior şi ulterior formării zăcămintelor, care au influenţat localizarea şi forma lor actuală. La studierea genezei zăcămintelor metalifere se dă atenţie din ce în ce mai mult lămuririi caracteristicilor lor structurale.

În cele ce urmează prezentăm o încercare preliminară de clasificare a unităţilor metalogenetice din zona catenei carpatice a teritoriului românesc, după criterii morfostructurale, care se reflectă într-un mod sau altul, şi în caracteristicile structurale ale zăcămintelor din cuprinsul lor.

Pînă în prezent nu există o unitate deplină de vederi asupra modului de tratare a noţiunii de unitate metalogenetică.

Definirea acestei noţiuni se face, de obicei, în funcţie de diferite criterii : cum ar fi aria de răspîndire a anumitor tipuri de zăcăminte, după modul lor de formare sau după epocile metalogenetice care au avut loc.

Procesul de formare a zăcămintelor de minerale utile în scoarţă trebuie privit ca un proces continuu şi nu numai ca un fragment din istoria dezvoltării ei. De aceea, definind noţiunea de unitate structurală metalogenetică trebuie avut în vedere, în primul rînd, comunitatea elementelor morfostructurale a formaţiunilor geologice, care alcătuiesc o anumită porţiune din scoarţă cît şi comunitatea elementelor structurale actuale ale zăcămintelor, indiferent de geneza lor. Determinarea unităţilor structurale metalogenetice, după aceste criterii, tinde să aibă şi o importanţă practică, în vederea întocmirii hărţilor metalogenetice, structurale şi de prognoză.

În cadrul unităţilor structurale metalogenetice vom separa unităţi structurale majore — *provincii structurale metalogenetice,* iar în cuprinsul acestora — *zone structurale metalogenetice,* mergînd pînă la subdiviziuni de *bazine structurale metalogenetice,* de la caz la caz.

În cuprinsul acestor provincii, se interferează diferite epoci metalogenetice după cum unul şi acelaşi magmatism a putut constitui sursa de formare a mai multor zăcăminte din diferite unităţi structurale metalogenetice învecinate. Delimitînd în felul acesta unităţile structurale metalogenetice majore şi în cadrul lor unităţi

structurale metalogenetice minore, după criterii structurale, ne apropiem şi de necesităţile geologiei economice.

Respectînd criteriile enunţate mai sus, separăm

— zona structurală metalogenetică a bazinului Baia Mare ;

— zona structurală metalogenetică, depresiunea Ciucului.

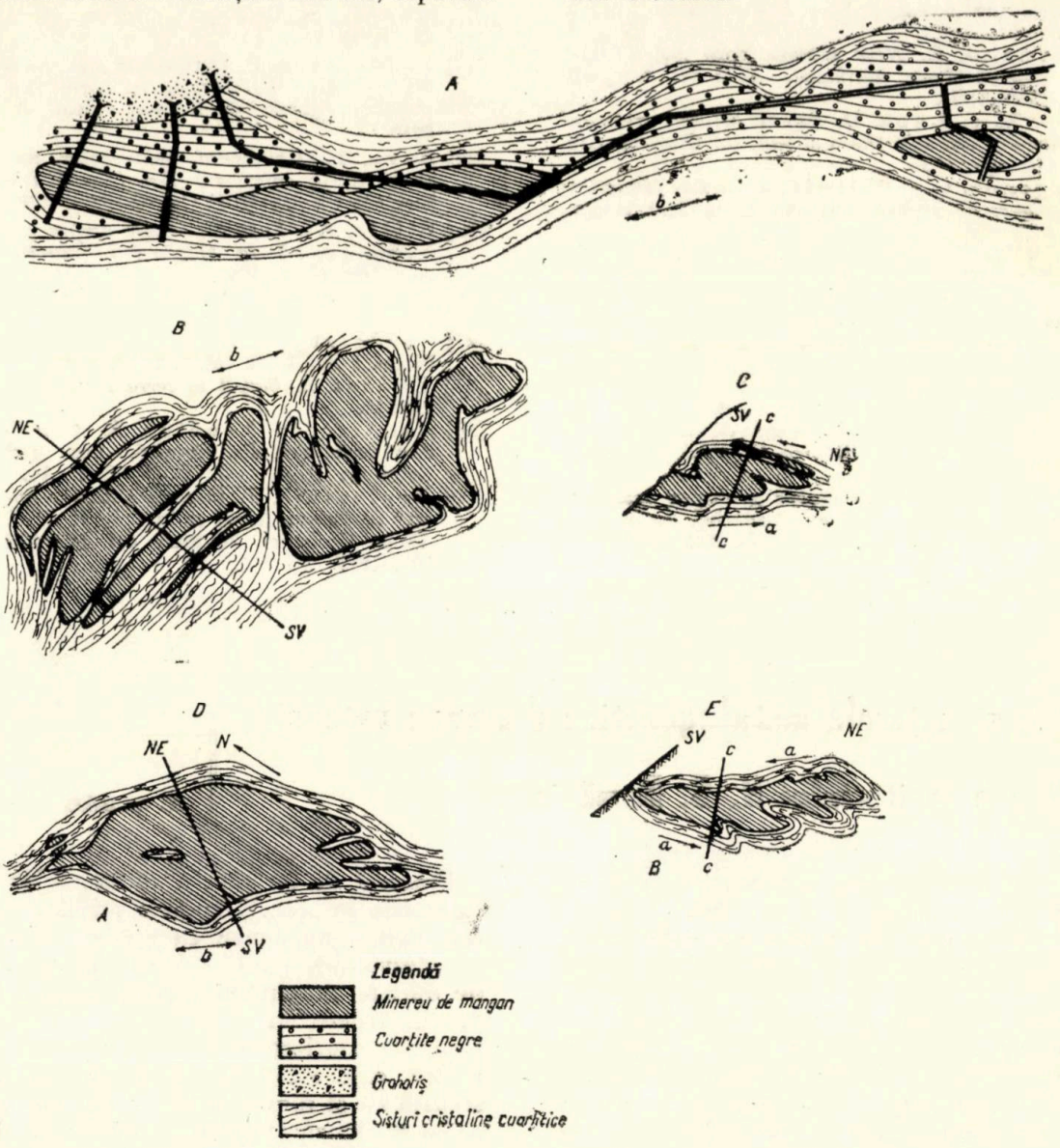


Fig. 1

A, B, D — planuri de orizont prin structurile de budinaj ale zăcămintelor de mangan de la minele Arşiţa şi Dealul Rusului ; *C* şi *E* profile transversale.

următoarele unităţi structurale metalogenetice în cadrul Carpaţilor din România, unde se cunosc zăcăminte metalifere industriale, descriind totodată şi caracteristicile structurale şi genetice specifice pentru unele zăcăminte din cuprinsul lor, care reflectă caracterele morfostructurale ale unităţilor structurale metalogenetice majore respective :

A. Provincia structurală metalogenetică a Carpaţilor Orientali :

— zona structurală metalogentică cristalino-mezozoică ;

B. Provincia structurală metalogenetică a domeniului getic din Carpaţii Meridionali cu zonele caracteristice :

— zona structurală metalogenetică Reşiţa, Moldova-Nouă ;

— zona structurală metalogenetică a masivului Poiana Ruscă.

C. Provincia structurală metalogenetică a Munţilor Apuseni :

— bazinul structural metalogenetic Săcărîmb-Brad ;

— bazinul structural metalogenetic Stănija-Zlatna ;

— bazinul structural metalogenetic Corabia-Roşia Montană ;

— bazinul structural metalogenetic Baia de Arieş.

A. Provincia structurală metalogenetică a Carpaţilor Orientali

Această unitate structurală metalogenetică se limitează în cadrul formaţiunilor geologice, care iau parte la alcătuirea Carpaţilor Orientali şi care se mărgineşte la sud cu V. Dîmboviţei şi la nord cu graniţa dintre ţara noastră şi Ucraina Subcarpatică [21]. Zăcăminte metalifere importante se dezvoltă în zona structurală metalogenetică cristalino-mezozoică şi în zona structurală metalogenetică Baia Mare.

1) *Zona structurală metalogenetică cristalino-mezozoică.*

Această unitate s-a format în toată perioada de activitate a orogenului alpin [6]. Formaţiunile cristalofiliene cutate în orogenul hercinic, sau chiar mai înainte, au fost regenerate în orogenul alpin, care se continuă în Carpaţii Orientali pînă la sfîrşitul neogenului [1].

Formaţiunile geologice în care sînt distribuite zăcămintele din această unitate sînt alcătuite din roci mezo-metamorfice (în aria de răspîndire a zăcămintelor de mangan), roci epimetamorfice (faciesul şisturilor verzi) în aria de răspîndire a zăcămintelor de sulfuri complexe şi roci eruptive, în zona de răspîndire a zăcămintelor filoniene hidrotermale. Zăcămintele de mangan, care apar sub formă de cuarţite negre cu rodocrozit, sînt stratiforme, paralele cu şistuozitatea de stratificaţie a şisturilor [15]. Datorită metamorfismului regional însoţit de fenomene de cutare de îndoire cu alunecare concentrică, zăcămintele iniţial stratiforme s-au fragmentat după un sistem de fracturi şi fisuri de cutare [11].

Prin progresarea deformaţiilor plicative s-au dezvoltat structurile de budinaj [11], foarte caracteristice pentru aceste zăcăminte. Fiecare lentilă (budină) formează un corp compact, dur din punct de vedere tectonic, în timp ce rocile înconjurătoare mulează spaţiile dintre acestea, alcătuind materialul interbudinat. Alungirea maximă a budinelor se face în plan orizontal după axa *b*, paralele la rîndul lor cu axa *B* tectonică a structurii plicative. Lungimea pe direcţie a budinelor ajunge uneori pînă la 200—250 m (fig. 1). Pe înclinare, dimensiunile sînt mai reduse, în jur de 100 m, grosimea variază în jur de 15—25 m. Distanţele între budine se constată pe înclinarea lor dar şi pe direcţie.

Zăcămintele de sulfuri metalice din seria epimetamorfică se prezintă sub forma unor corpuri compacte sau de impregnaţie, în general concordante cu şistuozitatea de stratificaţie. Aspectul compact îl prezintă îndeosebi corpurile de pirită asociate cu calcopirită şi mineralizaţii complexe. Corpurile compacte au, de obicei, formă lenticulară dispuse eşalonat pe înclinare — Bălan, Leşul Ursului, Fundul Moldovei. Ele se dezvoltă, în general, în şisturile cloritoase, sericitoase alcătuite în cute dizarmonice de curgere. Forma lenticulară a corpurilor compacte şi dispunerea lor eşalonată se datoreşte depunerii soluţiilor metalifere în flancurile lungi exfoliate ale cutelor minore secundare [11], eşalonate în cadrul cutelor majore. În această situaţie am avea de-a

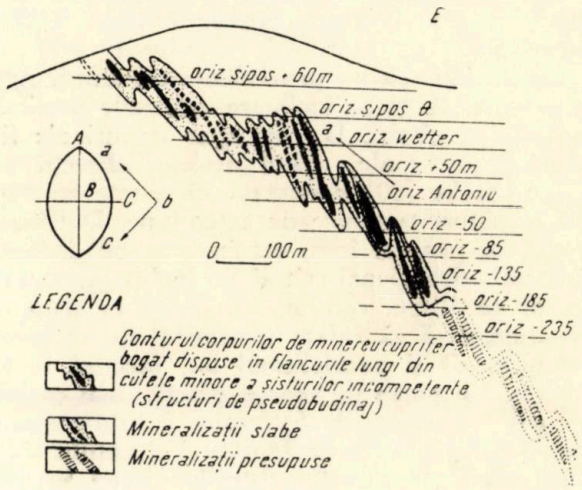


Fig. 2

Secţiune transversală pe axa *B* tectonică a zăcămîntului cuprifer de la Bălan în care apar structurile de pseudobudinaj a corpurilor de minereu :

a – direcţia de transport mecanic în timpul cutării orizontului incompetent de şisturi cloritoase ; *A, B, C.* – poziţia axelor elipsoidului de deformaţie a structurii zăcămîntului.

face cu structuri de pseudobudinaj a mineralizaţiilor (fig. 2).

Forma lenticulară a corpurilor de minereu se complică adesea datorită suprapunerii peste structurile plicative a structurilor disjunctive. Această situaţie face ca zăcămintele de sulfuri metalice din această zonă să prezinte discontinuităţi mari pe direcţie şi înclinare. Amploarea cea mai mare a dislocaţiilor o au fracturile de tip *ac* şi hol, probabil reînnoite.

Faliile *ac* formează structuri de tipul graben-horst, dispuse transversal pe direcţia structurilor plicative, din care cauză nivelele optime de mineralizare se găsesc situate la diferite adîncimi.

O structură deosebită o reprezintă, în această zonă metalogenetică, zăcămîntul de baritină de la Ostra [25]. Structura acestui zăcămînt este imprimată de natura crăpăturii de extensiune care se dezvoltă în şarniera unui anticlinal de roci triasice. Această structură se caracterizează prin îngroşări şi gîtuiri pe direcţie şi înclinarea zăcămîntului filonian respectiv [25].

Structuri disjunctive de forfecare în această zonă structurală sînt foarte caracteristice pentru zăcămintele filoniene de sulfuri complexe din masivul andezitic Toroioaga. Aceste zăcăminte sînt alcătuite dintr-un sistem de filoane paralele, cu direcția NE-SV, dispuse transversal pe corpul subvulcanic care are direcția N-NV — S-SE. Lungimea filoanelor ajunge uneori pînă la 2 000 m, iar pe înclinare în jur de 600 m. Grosimile variază în jurul unui metru. Se remarcă faptul că toate aceste filoane coincid cu unul din sistemele de fisuri endocinetice, verticale, sau aproape verticale, cu înclinări de aproximativ 80° către SE [31]. Natura acestor fracturi a fost considerată de prof. M. Socolescu [27] și A. Szöke [30] că au proveniență tectonică. Atît pe direcție, cît și pe înclinare, filoanele prezintă îngroșări și gîtuiri. Deseori apar ramuri ale filoanelor principale, avînd aceleași direcții cu ele. A. Szöke [30] presupune că aceste fracturi sînt crăpături tectonice de extensiune. După aspectul lor general însă, continuarea pe distanțe mari, atît direcțional, cît și pe înclinare, aspectul lor rectiliniu, continuarea lor și în șisturile cristaline, fără să sufere fenomenul de refracție tectonică, cît și paralelismul lor, face să le atribuim, din punct de vedere genetic, mai curînd la tipul fracturilor de forfecare. Aceste fracturi (inițial falii) coincid de fapt cu dislocațiile mari transversale pe direcția șisturilor zonei învecinate de la NE (Valea Măcîrlăului, Valea Miraj, Valea Luncăceasa, Valea Ivășcoaia), puse în evidență de Comitetul de Stat al Geologiei și determinate de noi ca fracturi de tip *ac* [9]. În acest fel, fracturile filoniene din masivul Toroioaga pot fi considerate ca efecte ale transmiterii ereditare, am putea spune, a faliilor *ac*, dezvoltate în cristalin și reînnoite în timpuri mai noi după formarea masivului andezitic. Uneori îngroșările pe direcție și înclinare a zonelor utile pot fi puse pe seama dezvoltării neuniforme a fisurilor endocinetice, a pulsațiilor care au avut loc, cît și a denivelărilor pereților filoanelor, ca urmare a fenomenelor metasomatice.

În afara mineralizațiilor de tip filonian din masivul Toroioga, se mai cunoaște la contactul andezitelor cu șisturile cristaline, un tip de mineralizație mai aparte, ca și cel de la Gura Băii. Minereul este constituit din pirită compactă asociată cu calcopirită, mai puțin galenă. Forma acestor corpuri este neregulată. N-ar fi exclus ca aceste mineralizații să aparțină unei epoci metalografice mai vechi, probabil sincrone cu acelea de tip Leșul Ursului, Burloaia, Fundul Moldovei, și care în condițiile de contact termic cu andezitele să se fi transformat, căpătînd forma actuală. Însăși geneza zăcămîntului filonian din masivul Toroioaga ar putea fi privită, cel puțin parțial, ca o regenerare a unor zăcăminte preexistente în șisturile cristaline, ca urmare a vulcanismului subsecvent în lumina concepției lui Schneiderhöhn — 1947. Problema legăturii fracturilor filoniene din masivul Toroioaga cu fracturile *ac* de la Măcîrlău pune într-o lumină nouă discutarea genezei acestor mineralizații.

2) *Zona structurală metalogenetică Baia Mare*

Această subunitate structurală metalogenetică cuprinde partea de NV a liniei erupțiilor neogene, care se dezvoltă în partea de NV a Carpaților Orientali, pe o linie de fractură cu direcție NV-SE. Ea s-a format în ultimul stadiu de activitate a orogenului alpin în timpul cutărilor savice [6]. De această subunitate sînt legate zăcămintele metalifere, hidrotermale, de tip filonian aurifere, plumbo-zincifere și cuprifere. Filoanele metalifere în regiunea Baia Mare aparțin la două sisteme de fracturi cu direcțiile NE-SV și NV-SE. Primul sistem se dispune transversal pe direcția fundamentului cristalin. Acesta poate fi considerat un sistem de falii de forfecare, care s-a format ca urmare a mișcărilor basculare verticale și orizontale presupuse de M. Paucă [23], [22] și reînnoite probabil în planul faliilor *ac* ale fundamentului într-o fază mai nouă — valahică [26].

Filoanele cu direcția NE le-am putea paraleliza cu filoanele din masivul Toroioaga, atît ca geneză, cît și ca timp de formare. Prezența unor falii cu direcția NE-SV, puse în evidență în cristalinul din partea de vest a eruptivului Baia Mare de prof. M. Paucă [22], întărește ideea asupra coincidenței acestor fracturi cu sistemele de falii *ac* din șisturile cristaline. Din punct de vedere structural, filoanele din regiunea Baia Mare se caracterizează prin paralelismul lor, continuitatea pe distanțe de circa 2 km, alteori și mai mult. Pe verticală ele ajung pînă la 600—700 m, avînd înclinările aproape de 90°, iar grosimile în jur de 1—6 m, în medie ajungînd uneori pînă la grosimi maxime de ordinul 10—15 m. Către nivelele structurale superioare, filoanele prezintă ramificații. Textura umpluturii filoniene este, în general, colomorfă, grosimile sînt și ele mai mari, iar aspectul brecios al minereului este o caracteristică a acestor filoane. Aceste particularități, constituie după V. M. Kreiter [19], criterii pentru stabilirea nivelelor structurale superioare a filoanelor. De asemenea, caracteristic pentru filoanele din această subunitate este zonalitatea pe verticală a mineralizațiilor [2]. La orizonturile superioare predomină mineralizațiile de aur și argint, acestora le urmează, în adîncime, cele de plumb și zinc, după care, în profunzime, se continuă cu zona impregnațiilor și a volburilor cu calcopirită. Fiecăreia din aceste zone îi este specifică și o anumită structură. De exemplu, dacă la nivele superioare predomină structurile brecioase, texturile colomorfe ale umpluturii filoniene, prezența ramificațiilor penate (fisuri de sprijin a fracturilor principale), în schimb la nivele inferioare,

în zona de dezvoltare a mineralizației de calcopirită, predomină structura de tip volbură, constituită dintr-o rețea deasă de fisuri în andezite. Acestea sînt tapisate cu calcopirită, iar mineralele de gangă filoniană, în general, lipsesc.

3) *Zona structurală metalogenetică — Depresiunea Ciucului*

În cadrul acestei subunități metalogenetice se cunosc, pînă în prezent, acumulări de siderită în șisturi cristaline, în sedimentar și vulcanitele neogene (Lueta — Mădăraș). Structura acestora este influențată de procesul hidrotermal metasomatic. Acumulările de substanțe minerale utile se dezvoltă în jurul unor falii verticale, pe care se presupune că ar fi circulat soluțiile mineralizatoare [34]. După M. Trifulescu și N. Dragomir [35] aceste acumulări de fier ar fi de origină sedimentară sau vulcanogen-sedimentară după T. Kosareva și N. Catană [33].

B. Provincia structurală metalogenetică a domeniului getic (Carpații Meridionali)

În alcătuirea acestei provincii intră formațiuni cristaline în faciesul amfibolitic și al șisturilor verzi. Ea se caracterizează printr-o largă dezvoltare a magmatismului subsecvent banatitic și încălecarea peste domeniul danubian [21]. În aria acestei provincii intră, de asemenea, și formațiuni care aparțin ciclului triasic și jurasic. Structura internă a cristalinului este rezultatul structurogenezei hercinice și a celei alpine [6]. Urmele primei se păstrează mai bine în masivul Poiana Ruscă, iar a celei alpine în zona Reșița — Moldova Nouă. În cadrul acestei provincii discutăm caracterele structurale ale zăcămintelor din două zone : masivul Poiana Ruscă și zona Reșița — Moldova Nouă.

1) *Zona structurală metalogenetică a masivului Poiana Ruscă*

În alcătuirea acestei zone intră șisturile cristaline cu predominarea seriei epimetamorfice spre nord și dezvoltarea către sud a celei mezometamorfice.

Aceste formațiuni formează un anticlinoriu cu afundarea axială spre vest și decroșat în partea estică de o mare falie majoră cu direcția NE-SV, care separă Munții Sebeș de fundamentul cristalin al bazinului inferior al Streiului [16]. Fundamentul cristalin al masivului Poiana Ruscă, cu continuarea lui sub bazinul Streiului, este afectat de două sisteme de fracturi conjugate unul cu direcția NE-SV altul cu direcția NV-SE. Aceste sisteme ar putea fi considerate ca fracturi de forfecare de sprijin a faliei majore regionale cu direcția NE-SV. Față de această falie sectorul fundamentului cristalin a bazinului Streiului și Poiana Ruscă se găsește deplasat spre SV cu circa 20—25 km față de masivul cristalin al Sebeșului, care constituie sectorul de NE al acestei falii [16].

Structuri caracteristice pentru acumulări metalifere în această zonă prezintă zăcămintele de fier sub formă de siderite la Teliuc și Ghelar și acumulările de sulfuri metalice din zona Muncelului. Zăcămintele de fier de la Teliuc și Ghelar au formă lenticulară interstratificată. Geneza lor este considerată exhalativ sedimentară metamorfozată [32]. Sedimentării submarine i se datorează caracterul discontinuu și lenticular, iar deformațiilor plicative ulterioare se datorează alcătuirea zonelor utile în cute largi, iar uneori completate cu forme de structuri de budinaj. Aceste forme structurale s-au complicat prin suprapunerea structurii disjunctive mai noi. Datorită dislocațiilor după falii *ac*, zăcămintele s-au compartimentat în plan vertical și orizontal.

O structură caracteristică sub forma cutelor minore izoclinale o prezintă acumulările de sulfuri metalice de la Muncelul Mic. Structura și geneza lor a fost o problemă foarte discutată și diferit interpretată de către geologi. V. Lucca [20] consideră zăcămîntul de tip „filonian de formă neconturată" discordant față de șisturi și de origine hidrotermală postmetamorfică. C. Gheorghiu [8] consideră că mineralizațiile sînt concordante cu șisturile, avînd o origine diferită de cea sedimentară, rezultate din metamorfozarea unor filoane.

H. Kräutner [18] îl consideră un zăcămînt filonian de origine hidrotermală și metamorfozat, regional, fiind discordant cu șisturile.

Prin cercetările mai noi asupra elementelor structurale microtectonice [10], [12], [14], [13], s-a pus în evidență dezvoltarea regională a clivajului de forfecare în șisturile cuarțitice cloritosericitoase în care este localizat zăcămîntul. Acest element structural a fost identificat cu șistuozitatea de stratificație a șisturilor. În prezent se recunoaște poziția concordantă a zăcămîntului cu șisturile înconjurătoare [10], [12], [14], (fig. 3). Mineralizația este nu numai aparent ci

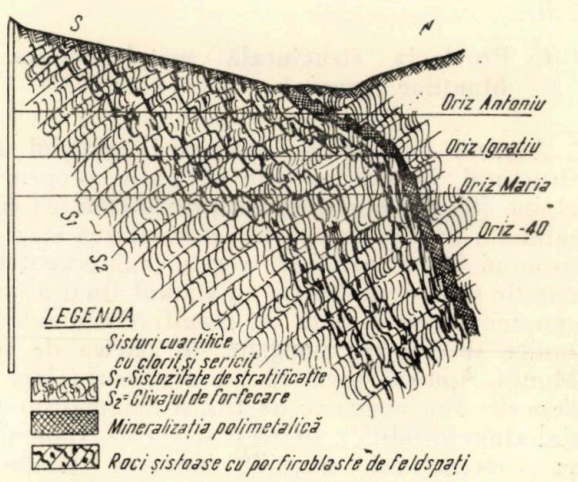


Fig. 3. Profil geologic structural transversal prin zăcămîntul Muncelul Mic (Poiana Ruscă).

și în realitate concordantă cu șistuozitatea de stratificație, care este alcătuită în cute strînse cu flancurile de ordinul decimetrilor, metrilor, sau mai mari. Din cercetările mai noi rezultă o geneză mixtă hidrotermală concordantă premetamorfică în mediu submarin cu dezvoltarea mineralizațiilor vulcanogen-sedimentare.

În cadrul acestei provincii metalogenetice zăcămîntul de calcopirită de la Deva poate fi considerat ca fiind de regenerare, sursa de cupru preexistînd în șisturile cristalofiliene și reactivată de magmatismul subsecvent alpin.

2) *Zona structurală metalogenetică Reșița — Moldova Nouă*

Structura acestei zone s-a format îndeosebi în faza de cutare și orogeneză alpină. Sedimentarul care alcătuiește, în cea mai mare parte, această zonă formează un mare sinclinoriu ce se extinde între Moldova Nouă și Reșița pe o distanță de circa 70 km. Această zonă, de aproximativ 20 km lățime, prezintă un stil tectonic de tip jurasian fracturat [6]. Zăcămintele metalifere din această zonă sînt legate de magmatismul subsecvent banatitic — faza laramică, probabil și ele regenerate. Cele mai reprezentative zăcăminte de cupru apar la Moldova Nouă și la Rusca Montană. Zăcăminte de fier apar la Ocna de Fier, iar de plumb și zinc la Dognecea de tip pirometasomatic. Mineralizațiile cuprifere s-au format la contactul banatitelor cu calcarele, unde apare o structură metasomatică tipică. Mineralizația este localizată într-o zonă de scarn cu granați și piroxeni. La o oarecare distanță de contact, în banatit, există cîteva zone cu aspect pseudofilonian formate pe crăpături longitudinale și paralele cu zona de contact a banatitelor. Toate zăcămintele metalifere din această subprovincie au structură specifică metasomatică.

C. **Provincia structurală metalogenetică a Munților Apuseni**

Această unitate își datorează edificiul său structural în cea mai mare parte orogenezei alpine [6]. Ea este marcată prin alcătuirea cristalinului în pînze de șariaj, dezvoltarea magmatismului inițial ofiolitic, a celui subsecvent bananitic și se desăvîrșește cu stadiul final al orogenezei alpine o dată cu manifestările subvulcanice și eruptive neogene. În partea de sud, Munții Apuseni prezintă un sinclinoriu larg cu depozite sincinematice de fliș și magmatism inițial alpin (ofiolitic). În acest sector al Apusenilor se concentrează erupțiile neogene (andezite, dacite, riolite, bazalte) de care sînt legate mineralizațiile predominant aurifere mai puțin cuprifere și complexe. Erupțiile magmatice (tortonian — sarmațian) s-au produs pe un sistem de fracturi de tip *hol* cu direcția NV-SE, avînd aceeași direcție cu bazinul Mureș. Fiecare zonă de fracturi formează bazine structurale metalogenetice separate cu direcția NV-SE, dispuse de la sud spre nord după cum urmează :

— bazinul metalogenetic aurifer Brad — Săcărîmb ;

— bazinul Almaș — Stănija ;

— bazinul Corabia — Roșia Montană ;

— bazinul metalogenetic Baia de Arieș.

Zăcămintele din aceste bazine structurale sînt, în majoritate, zăcăminte filoniene hidrotermale. Aceste structuri disjunctive, de forfecare, sînt caracteristice nivelelor structurale medii [19]. Filoanele formate pe fracturi tipice de forfecare au rezultat în urma mișcărilor gravitaționale combinate cu mișcări orizontale, la marginea coșurilor vulcanice și avînd aceeași direcție NV-SE cu fracturile majore. Aceste facturi sînt, de obicei, foarte subțiri, de ordinul a cîțiva centimetri. Ele prezintă numeroase fisuri de sprijin, în care s-au concentrat mineralizațiile aurifere. În regiune mai capătă dezvoltare structurile de tip volbură cum sînt cele de la Roșia Montană și Baia de Arieș.

Lucrarea preliminară de prezentare pe scurt a unităților metalogenetice pe baza caracteristicilor structurale proprii unui anumit teritoriu delimitat geografic în spațiu și geocronologic în timp, permite sublinierea unor concluzii care se desprind și anume :

1) Caracteristicile morfostructurale ale zăcămintelor metalifere sînt strîns legate de cele ale unităților structurale metalogenetice în cuprinsul cărora se găsesc distribuite, chiar dacă sursa lor metaliferă aparține la diferite epoci metalogenetice. De exemplu prezența structurilor de pseudobudinaj ale zăcămintelor polimetalice postmetamorfice din șisturile cristaline ale Carpaților Orientali, alături de structurile de budinaj ale zăcămintelor de mangan metamorfozate din aceeași unitate structurală metalogenetică.

2) Gruparea unităților metalogenetice pe criterii structurale și genetice elimină excepțiile care adesea se fac pentru unele zăcăminte „izolate" care aparțin de altă geneză, prin adoptarea strictă numai a criteriului genetic.

3) Clasificarea unităților metalogenetice pe criterii, atît structurale, cît și genetice constituie un sprijin mai avansat geologilor în activitatea de întocmire a prognozelor complexe pentru diferite substanțe minerale utile, fie în extinderea zăcămintelor cunoscute (prognoza de ord. I), fie în zone puțin cercetate (prognoza de ord. II), pentru cunoașterea potențialului minier pe diferite unități.

BIBLIOGRAFIE

[1] Băncilă, I. *Geologia Carpaților Orientali.* Ed. științifică, București, 1958.

[2] Bădescu, I., Andronescu A. și Duma, N. *Considerații privind metalogeneza filonului Firizan (Ilba).* Revista Minelor, XII nr. 2, București, 1961.

[3] Bilibin, A. *Metalogheniceskie provinții i metalogheniceschie epohi.* Gosgheoltehizdat, 1955.

[4] Codarcea, M., Bercia, I., Kräutner, H. și Mureșan, M. *Cercetări structurale și stratigrafice în cristalinul Bistriței (regiunea Bârnărel-Holdița).* Dările de seamă ale Comitetului de Stat al Geologiei, V—50/II, 1964.

[5] Dumitrescu, R. *Provincii și epoci metalogenetice în R.P.R.* Revista Minelor, nr. 6, 1961.

[6] Dumitrescu, I., Săndulescu, M., Lăzărescu, V., Miriuță, O., Pauliuc, M., Georgescu, C. *Mémoire à la carte tectonique de la Roumanie.* An. Com. Géol. Inst. Geol. Vol. XXXII, București, 1962.

[7] Ghika-Budești, Șt. *Notă geologică despre explorări preliminare în raionul Valea Blaznei — Valea Vinului.* Studii și cercetări geologice, 1949.

[8] Gheorghiu, C. *Considerații asupra genezei unor acumulări de sulfuri metalice în șisturile cristaline din R.P.R.* Analele Univ. C. I. Parhon, seria științele naturii, nr. 19, București, 1958.

[9] Gurău, A., Popa, Gh. și Hîrnea Maria. *Raport asupra studiilor microtectonice din Bazinul Văii Wasser-ului între P. Ivășcoaia și P. Miraj-Maramureș.* Arhiva Comitetului de Stat al Geologiei 1959.

[10] Gurău, A. *Despre importanța cercetării elementelor microtectonice principale la unele zăcăminte metalifere din șisturile cristaline din R.S.R.* (sub tipar).

[11] Gurău, A. *Structuri de budinaj în cristalinul Carpaților Orientali și legătura lor cu mineralizațiile.* Sesiunea tehnico-științifică, Miercurea Ciuc, 1965.

[12] Gurău, A. *Date noi privind structura geologică și geneza zăcămîntului de sulfuri metalice de la Muncelul Mic din partea de NE a masivului Poiana Ruscă.* Dările de seamă ale Comitetului de Stat al Geologiei, LIII/1 (sub tipar).

[13] Gurău, A. *Determinarea elementelor structurale în rocile metamorfice.* Revista Minelor, nr. 7, 1962.

[14] Gurău, A. *Observații referitoare la microtectonica zăcămintelor metalifere din șisturile cristaline.* Revista Minelor, nr. 12, 1965.

[15] Ianovici, V. *Informations générales sur les gisements de minérai de manganèse de la Roumanie.* XX Congreso Geologico International. Symposium sobre yacimientos de manganeso. Tom. V, Europa, Mexico, 1956.

[16] Ionescu, Fl., Kräutner H. și Mureșan, M. *Contribuții la cunoașterea fundamentului cristalin din bazinul Streiului pe baza noilor date geofizice și geologice.* Congresul al V-lea al Asoc. Geol. Carpato-Balcanice. Secția mineralogie și petrografie, București, 1961.

[17] Kräutner, H. *Privire generală asupra metalogenezei din masivul Poiana Ruscă.* Studii și cercetări de geologie, geofizică, geografie, seria geologie I, Tom. 9, Ed. Academiei R.P.R., 1964.

[18] Kräutner, H. *Zăcămîntul de sulfuri de la Muncelul Mic (Poiana Ruscă).* Studii și cercetări de geologie, geofizică, geografie, seria geologie I, Tom. 9. Ed. Academiei R.P.R., 1964.

[19] Kreiter, V. M. *Struktura rudnîh polei i mestorojdenii.* Gosgheoltehizdat, Moskva, 1956.

[20] Luca, V., Cotala, S. și Butucescu, N. *Cercetări geologice asupra mineralizațiilor polimetalice de la Muncelul Mic.* Studii și cercetări de geologie-geografie, Cluj, 3—4, 1957.

[21] Oncescu, N. *Geologia R.P.R.* Ed. tehnică, București, 1957.

[22] Paucă, M. *Probleme geologice în bazinul Băii Mari.* Dările de seamă ale Comitetului de Stat al geologiei Vol. XL, 1961—1962, 1964.

[23] Paucă, M. *Sedimentul din regiunea eruptivă de la nord și est de Baia Mare.* Dările de seamă ale Comitetului de Stat al Geologiei, 1952—1953, București, 1955.

[24] Paucă, M. *Neogenul din bazinele externe ale Munților Apuseni.* An. Comit. Geol. XXXII, București, 1954.

[25] Pitulea, Gh., Gurău, A. și Tănăsescu, Fl. *Studiul microtectonic al zăcămîntului de baritină de la Ostra.* Dările de seamă ale Comitetului de Stat al Geologiei, nr. 51/1, 1965.

[26] Rădulescu, D. *Studiul petrografic al formațiunilor eruptive din regiunea Seini-Ilba-Nistru (Baia Mare).* An. Comit. Geol. XXXI, București, 1958.

[27] Socolescu, M., *Asupra geologiei regiunii Baia Borșa.* Dări de seamă ale Inst. Geol. Rom. Vol. XXXVI (1948—1949), 1952.

[28] Socolescu, M., Gurău, A., Dumitrescu, M. și Catană, V. *Les caractéristiques structurales des gisements m-tallifères de la zone Carpathique.* Carpatho-Geological Association. VII Congress, Sofia. Reports, Part. III, 1965.

[29] Socolescu, M., Gurău, A., Catană, V. și Dumitrescu, M. *Les phénomènes hypogènes et l'activité magmatique dans les Carpathes Orientales.* Carpatho-Balkan Geological Association. VII Congress, Sofia. Raports, Part III, 1965.

[30] Szöke, A. și Steclaci, L. *Regiunea Toroioaga — Baia Borșa.* Ed. Acad. R.P.R., București, 1962.

[31] Szöke, A. *Studii structurale petrografice în masivul subvulcanic Toroioaga (Carpații Orientali).* Studii și cercetări de geologie 3—4, Tom. VII. Ed. Acad. R.P.R., 1962.

[32] Urdea, I. *Structura geologică a zăcămintelor de fier de la Teliuc și Ghelar.* Revista Minelor, nr. 8, 1963.

[33] Kosareva, T. și Catană, N. *Cîteva considerații privind minereul de fier de la Lueta.* Revista Minelor, nr. 3, 1965.

[34] Tănăsescu Lucia. *Date noi asupra formațiunilor de adîncime din bazinul Mădăraș și asupra mineralizației de siderită.* Dările de seamă ale Comitetului de Stat al Geologiei. Vol. LII/1, 1965.

[35] Trifulescu, M. și Dragomir, N. *Prospecțiuni geologice pentru minereuri de fier în depresiunea Ciucului.* Arhiva Comitetului de Stat al Geologiei, 1963.

[36] * * * *Ghidul excursiilor geologice Baia Mare.* Congresul al V-lea al Asociației geologice Carpato-Balcanice, București, 1961.

TEHNICĂ *minieră*

Dimensionarea panourilor de exploatare prin abataj frontal în minele de lignit

Ing. HANDLERY OTTO

Zăcămintele de lignit din țara noastră se caracterizează prin înclinare mică și prin tectonică liniștită. Pentru exploatarea lor subterană s-a generalizat metoda cu abataj frontal, care permite concentrarea producției, mecanizarea operațiilor și deci obținerea unor indicatori tehnico-economici superiori.

Deschiderea acestor zăcăminte se face prin perechi de plane înclinate, în cazul stratelor înclinate și prin perechi de galerii, în cazul stratelor orizontale. Una dintre aceste lucrări (*1* fig. 1) servește pentru transportul cărbunelui

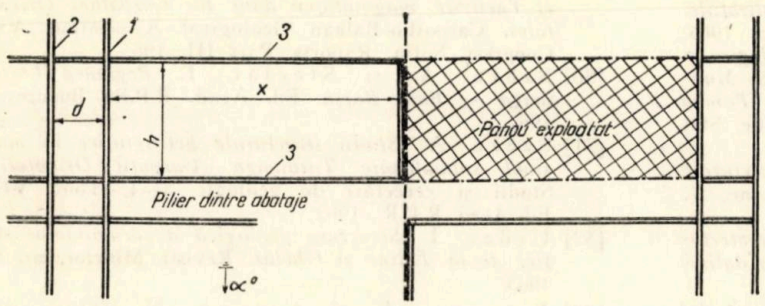


Fig. 1.

cu ajutorul transportoarelor cu bandă, iar pe cealaltă lucrare *2*, se desfășoară transportul materialelor cu vagonete. Lucrările de pregătire *3* sînt atacate din lucrările de deschidere și sînt săpate pe direcția stratului. Două lucrări de pregătire delimitează un panou de abataj. Direcția de avansare a frontului de abataj este în retragere. Tăierea se realizează mecanizat cu diferite combine sau cu ajutorul explozivilor. Pentru transportul cărbunelui în abataj se folosește un transportor blindat tip TR-3 sau SLASK, eventual STR-30. Cărbunele de pe acest transportor cu raclete este preluat de către un alt transportor de același tip și care este montat într-una din galeriile de pregătire. În continuare transportul pe galeria colectoare se face cu transportoare cu bandă, montate pe cablu, a căror lungime este de 500 m.

Înălțimea pe înclinare a unui panou h este determinată de modul de tăiere din abataj, de mijlocul de transport folosit și de alți factori specifici fiecărui bazin carbonifer. Dată fiind experiența acumulată pînă în prezent de către unitățile miniere referitor la influența acestor factori asupra înălțimii h, fiecare mină și-a stabilit înălțimea cea mai adecvată a abatajului. Lungimea pe direcție a panoului x se pare că nu este în toate cazurile corect aleasă. Într-adevăr, la stabilirea acestui element concură o serie de factori, care vor fi analizați în cele ce urmează, în vederea stabilirii unei valori optime a lungimii.

Factorii care concură la determinarea lungimii panoului sînt :

1 — cheltuielile de executare a lucrărilor de pregătire aferente unui panou ;

2 — cheltuielile de întreținere a acestor lucrări de pregătire ;

3 — cheltuielile pentru transportul producției pe galeria colectoare ;

4 — diverse alte cheltuieli ca :

— săparea preabatajului ;

— montarea transportorului în preabataj ;

— pornirea abatajului ;

— transportul materialelor necesare funcționării abatajului ;

5 — cheltuielile de investiții aferente lucrărilor de deschidere a unui panou ;

6 — cheltuielile de aeraj în timpul exploatării unui panou.

Condiția determinării valorii optime a lungimii x este ca suma costurilor de mai sus, raportată la unitatea de produs, să fie minimă. În acest scop se stabilește expresia matematică a fiecărui cost în parte.

1. Cheltuielile de executare a lucrărilor de pregătire

Lungimea unei galerii este egală cu lungimea panoului. Numărul galeriilor aferente unui

panou, în cazul schemei din figura 1, este de două sau poate trei, în cazul abatajelor conjugate. Se va analiza primul caz, în care cele două galerii pot să difere una față de alta, atît ca profil, cît și ca mod de susținere. Astfel, costul total al executării lucrărilor de pregătire K este:

$$K = k_1 \cdot x + k_2 \cdot x$$

sau

$$K = x(k_1 + k_2) \qquad (1)$$

în care k_1 și k_2 sînt prețurile unitare de execuție a galeriilor respective. Raportînd la unitatea de produs, se obține:

$$K_0 = \frac{x(k_1 + k_2)}{x \cdot h \cdot p};$$

$$K_0 = \frac{k_1 + k_2}{h \cdot p}, \qquad (2)$$

în care s-a notat cu p productivitatea stratului pregătit în t/m². Analizînd expresia (2), se constată că aceasta nu este influențată de valoarea lui x.

2. Cheltuielile de întreținere a lucrărilor de pregătire

Aceste cheltuieli sînt rezultate ca produsul dintre durata de întreținere, lungimea galeriei de întreținut și costul întreținerii unui metru de galerie în unitate de timp.

Direcția de avansare a abatajului, fiind în retragere, rezultă că galeria de pregătire se sapă dinspre planele înclinate de deschidere, cu o viteză oarecare v_1, spre limita panoului. După terminarea săpării galeriei, trece un timp t pînă la pornirea abatajului. Abatajul avansează în retragere cu viteza v_2 și în aceeași măsură galeria este abandonată. Rezultă deci că durata de existență a galeriei se poate exprima prin relația:

$$T_E = \frac{x}{v_1} + t + \frac{x}{v_2}, \text{ ani;}$$

v_1 și v_2 se exprimă în m/ani; iar t în ani.

Considerînd însă că în perioada de săpare a galeriei, nu este cazul să se execute lucrări de întreținere, relația de mai sus se simplifică și devine:

$$T_i = t + \frac{x}{v_2}, \text{ ani.} \qquad (3)$$

Timp de T_i ani va fi întreținută galeria în punctul din apropierea planului înclinat, iar la limita panoului timpul de întreținere este zero. Durata medie de întreținere, în aceste condiții, va fi:

$$T_M = \frac{1}{2}\left(t + \frac{x}{v_2}\right), \text{ ani.} \qquad (4)$$

Cheltuielile totale de întreținere a celor două galerii vor fi:

$$I = 2 \cdot \frac{1}{2}\left(t + \frac{x}{v_2}\right) r \cdot x, \qquad (5)$$

sau raportînd aceste cheltuieli la unitatea de produs rezultă:

$$I_0 = \frac{\left(t + \frac{x}{v_2}\right) r \cdot x}{x \cdot h \cdot p},$$

$$I_0 = \frac{r}{h \cdot p \cdot v_2} x + \frac{r \cdot t}{h \cdot p}. \qquad (6)$$

În relația de mai sus s-a notat cu r costul întreținerii unui metru de galerie în unitatea de timp. Valoarea lui r se exprimă în lei pe metru și an și se stabilește pe baza evidențelor contabile. Se recomandă ca la stabilirea lui r să fie luată în considerare o perioadă mai lungă (un an), fiindcă de la o lună la alta această valoare reprezintă variații mari. Pentru acest motiv s-a exprimat și v_2 în ani.

$$\text{Dacă } B_1 = \frac{r}{h \cdot p \cdot v_2} \qquad (7)$$

respectiv

$$B_2 = \frac{r \cdot t}{h \cdot p} \qquad (8)$$

atunci

$$I_0 = B_1 \cdot x + B_2. \qquad (9)$$

3. Cheltuielile pentru transportul producției pe galeria de pregătire (colectoare)

Cheltuielile pentru transport sînt compuse din următoarele elemente:

C_u — montarea și demontarea utilajelor;
C_A — amortismentul utilaj[elor];
C_E — energia consumată;
C_I — întreținerea utilajelor;
C_D — manopera de deservire.

Numărul total de transportoare (cu raclete și cu bandă), montate pe galeria colectoare este:

$$N = n_1 + n_2, \qquad (10)$$

în care:

n_1 este numărul transportoarelor cu raclete și egal cu 1;
n_2 — numărul transportoarelor cu bandă;

$$n_2 = \frac{x - 100\, n_1}{500};$$

$$n_2 = \frac{x - 100}{500}, \qquad (11)$$

Cifrele 100 și 500 reprezintă lungimea transportoarelor respective.

Cheltuielile pentru montarea și demontarea utilajelor vor fi :

$$C_u = n_1 \cdot g_1 \cdot m_1 + n_2 \cdot g_2 \cdot m_2 + \frac{1}{3}(n_1 \cdot g_1 \cdot m_1' + n_2 \cdot g_2 \cdot m_2') \quad (12)$$

în care :

g_1 și g_2 reprezintă greutatea în t a tipurilor respective de transportoare ;

m_1 și m_2 — cheltuielile de montaj al tonei de transportor conform catalogului de prețuri unitare Ms ;

m_1' și m_2' — cheltuieli cu manopera de montaj al tonei de transportor.

Termenul din paranteză cu coeficientul 1/3, reprezintă cheltuielile de demontare, care se execută periodic și proporțional cu retragerea abatajului.

În expresia lui C_u, s-au neglijat cheltuielile de transport a utilajului pe galeria colectoare, deoarece acesta are o valoare neînsemnată față de cheltuielile de montaj.

Pe baza catalogului Ms se constată că :

$$m_1' = 0{,}6\ m_1$$
$$m_2' = 0{,}8\ m_2.$$

Înlocuind în formula (12) valorile lui m_1' și m_2', se obține :

$$C_u = 1{,}2\ g_1 \cdot m_1 - \frac{3{,}8}{15} g_2 \cdot m_2 + \frac{3{,}8}{1\,500} g_2 \cdot m_2 \cdot x.$$

Costul de montaj al unui transportor cu raclete este :

$$e = g_1 \cdot m_1.$$

Costul de montaj al unui transportor cu bandă este :

$$b = g_2 \cdot m_2.$$

Cheltuielile pentru montare și demontare :

$$C_u = \left(1{,}2\ e - \frac{3{,}8}{15} b\right) + \frac{3{,}8}{1\,500} b \cdot x, \quad (13)$$

și care raportat la unitate de produs devine :

$$C_{u_0} = \frac{1{,}2\ e - \frac{3{,}8}{15} b}{h \cdot p} \cdot \frac{1}{x} + \frac{3{,}8}{1\,500} \cdot \frac{b}{h \cdot p}. \quad (14)$$

Cheltuielile de amortisment al utilajelor de transport

Transportorul cu raclete va deservi abatajul pe toată durata lui de retragere (x/v_2 ani), pe cînd transportorul cu bandă va fi demontat complet în momentul în care linia abatajului s-a apropiat la 100 m (lungimea transportorului cu raclete) de punctul din care a fost începută săparea galeriei colectoare. Deci durata de funcționare a transportorului cu bandă va fi :

$$\frac{x - 100}{v_2}, \text{ ani.}$$

Este adevărat că nu toată coloana va funcționa $\frac{x - 100}{v_2}$ ani, deoarece ea se demontează pe măsura retragerii abatajului, însă pe de altă parte, durata de amortizare începe înaintea pornirii abatajului, iar utilajele demontate nu se pot remonta imediat la un alt abataj. Astfel, la calculul amortismentului se va avea în vedere aceste perioade de inactivitate.

Costul amortismentului va fi :

$$C_A = a_1 + a_2, \quad (15)$$

în care :

a_1 este amortismentul transportorului cu raclete ;

a_2 — amortismentul transportoarelor cu bandă.

Avem :

$$a_1 = n_1 \cdot V_1 \cdot c_a \cdot \frac{x}{v_2}, \quad (16)$$

$$a_2 = n_2 \cdot V_2 \cdot c_a \cdot \frac{x - 100}{v_2}, \quad (17)$$

în care :

V_1 și V_2 reprezintă valoarea transportoarelor cu raclete, respectiv cu bandă ;

c_a — cota de amortizare anuală

înlocuind pe $n_2 = \frac{x - 100}{500}$ în expresia lui a_2 se obține :

$$a_2 = \frac{V_2\ c_a}{500\ v_2} x^2 - \frac{2\ V_2 \cdot c_a}{5\ v_2} x + \frac{20\ V_2\ c_a}{v_2}, \quad (18)$$

$$C_A = \frac{V_2 \cdot c_a}{500\ v_2} x^2 - \frac{c_a\ (2\ V_2 - 5\ V_1)}{5\ v_2} x + \frac{20\ V_2\ c_a}{v_2}. \quad (19)$$

Raportînd aceste cheltuieli la unitatea de produs, rezultă :

$$C_{A_0} = \frac{V_2 \cdot c_a}{500\ v_2 \cdot h \cdot p} x - \frac{c_a\ (2V_2 - 5\ V_1)}{5\ v_2 \cdot h \cdot p} + \frac{20\ V_2\ c_a}{v_2 \cdot h \cdot p} \cdot \frac{1}{x} \quad (20)$$

Cheltuielile pentru energia consumată

Cantitatea de cărbune dintr-un panou ($x \cdot h \cdot p$) se transportă pe distanță medie $x/2$. Cunoscînd

din evidențele contabile costul E al energiei necesare pentru 1 tm, se poate scrie relația:

$$C_E = E \cdot x \cdot h \cdot p \cdot \frac{x}{2}, \qquad (21)$$

$$C_E = \frac{E h p}{2} \cdot x^2$$

și raportînd la unitatea de produs:

$$C_{E_0} = \frac{E}{2} \cdot x. \qquad (22)$$

Cheltuielile de întreținere a utilajelor

Cheltuielile de întreținere sau valoarea reparațiilor curente la utilajele de transport se exprimă cu formula:

$$C_I = n_1 \cdot \frac{x}{v_2} \cdot 305 \cdot 3 \cdot 4 \frac{1}{h_1} \cdot f_1 + n_1 \times$$

$$\times \frac{x}{v_2} 305 \cdot 3 \cdot 4 \cdot \frac{1}{h_2} \cdot f_2 + n_2 \cdot \frac{x}{v_2} 305 \cdot 305 \cdot 3 \cdot 4 \times$$

$$\times \frac{1}{h_3} \cdot f_3, \qquad (23)$$

în care:

h_1 reprezintă ore de funcționare între reparații curente de gradul unu la transportorul cu raclete;

h_2 — ore de funcționare între reparații curente de gradul doi la transportorul de raclete;

h_3 — ore de funcționare între reparații curente de gradul unu la transportorul cu bandă;

f_1, f_2, f_3 — valoarea reparațiilor respective. 305 (zile/an) × 3 (schimb/zi) × 4 (ore/schimb) = 3 660 ore/an de funcționare a transportoarelor.

Simplificînd (23), obținem:

$$C_I = \frac{3\,660}{v_2} \left(\frac{f_1}{h_2} + \frac{f_2}{h_2} - \frac{f_3}{5 h_3} \right) x +$$

$$+ \frac{3\,660}{500\, v_2} \cdot \frac{f_3}{h_3} \cdot x^2. \qquad (24)$$

Raportînd la unitate de produs, rezultă:

$$C_{I_0} = \frac{3\,660}{v_2 \cdot h \cdot p} \left(\frac{f_1}{h_1} + \frac{f_2}{h_2} - \frac{f_3}{5 h_3} \right) +$$

$$+ \frac{3\,660}{500\, v_2 \cdot h \cdot p} \cdot \frac{f_3}{h_3} \cdot x. \qquad (25)$$

Cheltuielile pentru manopera de deservire

Valoarea manoperei la transport este reprezentată de salariile muncitorilor care manipulează aceste N utilaje și care se exprimă cu relația:

$$C_D = N \cdot s \cdot \frac{x}{v_2} \cdot 305 \cdot 3, \qquad (26)$$

în care:

s reprezintă salariul pe schimb al unui muncitor.

Deoarece $N = n_1 + n_2$, iar $n_2 = \frac{x - 100}{500}$,

$$C_D = \frac{3 \cdot 305}{500} \cdot \frac{s}{v_2} \cdot x^2 + 732 \cdot \frac{s}{v_2} x. \qquad (27)$$

Raportat la unitate de produs:

$$C_{D_0} = \frac{915}{500} \cdot \frac{s}{v_2 \cdot h \cdot p} \cdot x + 732 \frac{s}{v_2 \cdot h \cdot p}. \qquad (28)$$

Cheltuielile totale ale transportului raportat la unitate de produs vor fi:

$$T_0 = C_{u_0} + C_{A_0} + C_{E_0} + C_{I_0} + C_{D_0}. \qquad (29)$$

Dacă se folosesc următoarele notații:

$$A_1 = \frac{1{,}2\ e - \frac{3{,}8}{15} b}{h \cdot p} \qquad (30)$$

$$A_2 = \frac{3{,}8}{15\,00} \cdot \frac{b}{h \cdot p} \qquad (31)$$

$$A_3 = \frac{V_2 \cdot c_a}{500\ v_2 \cdot h \cdot p} \qquad (32)$$

$$A_4 = \frac{c_a\ (2\ V_2 - 5\ V_1)}{5\ v_2 \cdot h \cdot p} \qquad (33)$$

$$A_5 = \frac{20\ V_2\ c_a}{v_2 \cdot h \cdot p} \qquad (34)$$

$$A_6 = \frac{E}{2} \qquad (35)$$

$$A_7 = \frac{3\,660}{v_2 \cdot h \cdot p} \left(\frac{f_1}{h_1} + \frac{f_2}{h_2} - \frac{f_3}{5 h_3} \right) \qquad (36)$$

$$A_8 = \frac{3\,660}{500\ v_2 \cdot h \cdot p} \cdot \frac{f_3}{h_3} \qquad (37)$$

$$A_9 = \frac{915}{500} \cdot \frac{s}{v_2 \cdot h \cdot p} \qquad (38)$$

$$A_{10} = 732 \frac{s}{v_2 \cdot h \cdot p}, \qquad (39)$$

se obține:

$$T_0 = (A_3 + A_6 + A_8 + A_9)\ x + (A_2 - A_4 + A_7 + A_{10}) + (A_1 + A_5) \cdot \frac{1}{x}. \qquad (40)$$

Folosind în continuare notaţiile :

$$B_3 = A_3 + A_6 + A_8 + A_9 \quad (41)$$

$$B_4 = A_2 - A_4 + A_7 + A_{10} \quad (42)$$

$$B_5 = A_1 + A_5, \quad (43)$$

formula (29) va avea aspectul :

$$T_0 = B_3\, x + B_4 + B_5 \cdot \frac{1}{x}. \quad (44)$$

Cheltuielile totale ale transportării unei tone sînt compuse din trei termeni, din care unul este proporţional, altul invers proporţional, iar al treilea termen nu depinde de lungimea x a panoului.

4. Diverse alte cheltuieli

Aceste cheltuieli au valoare constantă şi sînt inevitabile pentru fiecare abataj. Ele nu depind de lungimea x a panoului, însă raportînd aceste cheltuieli la unitatea de produs, rezultă în mod firesc că sînt invers proporţionale cu valoarea lui x. Aceste cheltuieli sînt :

— săparea preabatajului :

$$P_1 = \frac{h \cdot S \cdot C_s}{x \cdot h \cdot p} \quad (45)$$

în care :

S este profilul de săpare a preabatajului ;

C_s — preţul de cost al unui metru cub de preabataj.

Pornirea abatajului necesită costuri suplimentare faţă de preţul de cost al tonei de produs realizat în condiţiile obişnuite de funcţionare a abatajului. Acest fapt se explică prin consumul ridicat de lemn şi prin productivitatea muncii mai scăzută în perioada de pornire a abatajului pînă la prima dirijare totală, care se face după retragerea abatajului cu l metri. De menţionat este şi posibilitatea măritä de produceri a unor surpări în această perioadă. În unele cazuri, astfel de surpări pot duce la stagnări în producţie. Pe baza considerentelor de mai sus expresia acestor cheltuieli va fi :

$$P_2 = \frac{l \cdot h \cdot p\ (p'_a - p''_a)}{x\ h\ p} = \frac{l \cdot (p'_a - p''_a)}{x} \quad (46)$$

în care :

p'_a este preţul de cost al tonei de cărbune în perioada de pornire a abatajului ;

p''_a — preţul de cost al tonei de cărbune în perioada activităţii normale.

Cheltuielile pentru montarea transportorului în preabataj şi demontarea lui vor fi :

$$P'_s = n_1 \cdot g_1 \cdot m_1 + \frac{1}{3} n_1 \cdot g_1 \cdot m_1 ;$$

$$m'_1 = 0{,}6\ m_1. \quad (47)$$

Expresia de mai sus a fost întîlnită şi la stabilirea cheltuielilor de transport şi care, raportată la unitate de produs, va fi :

$$P_3 = \frac{1{,}2\ g_1 \cdot m_1}{x \cdot h \cdot p}. \quad (48)$$

Cheltuielile pentru transportul materialelor necesare funcţionării abatajului adică al materialului lemnos au o pondere neînsemnată faţă de celelalte cheltuieli, pentru care motiv se pot neglija în calcule.

Valoarea totală a acestor cheltuieli va fi :

$$D_0 = P_1 + P_2 + P_3 \quad (49)$$

$$D_0 = \frac{h \cdot S \cdot C_s}{x \cdot h \cdot p} + \frac{1\ (p'_a - p''_a)}{x} + \frac{1{,}2\ g_1 \cdot m_1}{x \cdot h \cdot p} \quad (50)$$

$$D_0 = \frac{1}{x}\left[\frac{S \cdot C_s}{p} + 1\ (p'_a - p''_a) + \frac{1{,}2\ g_1 \cdot m_1}{h \cdot p}\right].$$

Notînd expresia din paranteză cu B_6, rezultă :

$$D_0 = \frac{1}{x} \cdot B_6. \quad (51)$$

5. Cheltuieli de investiţii pentru lucrările miniere aferente unui panou

Dacă executarea tuturor lucrărilor de investiţii dintr-un cîmp minier costă Y lei şi numărul panourilor dintr-un cîmp minier este i, cheltuielile de investiţii aferente lucrărilor miniere pentru un panou sînt :

$$F = \frac{Y}{t}. \quad (52)$$

S-au raportat la unitate de produs :

$$F_0 = \frac{Y}{i \cdot x \cdot h \cdot p}. \quad (53)$$

Notînd cu $B_7 = \frac{Y}{i \cdot h \cdot p}$, rezultă :

$$F_0 = B_7 \cdot \frac{1}{x}. \quad (54)$$

6. Cheltuielile pentru aeraj în timpul exploatării unui panou

Energia consumată în această perioadă este :

$$N = P\left(305 \cdot 24 \frac{x}{v_2}\right), \text{ kWh} \quad (55)$$

în care :

P este puterea necesară aerisirii, iar termenul din paranteză reprezintă timpul de aerisire în ore.

Avem :

$$P = \frac{H \cdot Q}{102}, \text{ kW}, \quad (56)$$

în care :

Q este debitul de aer necesar aerisirii, ţinînd cont de pierderi, m³/s ;

H — depresiunea totală pentru aerajul panoului.

Pentru a nu complica calculele, la determinarea lui H se va ţine cont numai de termenele care depind de x.

Astfel :

$$H = \alpha \frac{2\frac{x}{2} \cdot R \cdot Q^2}{S_s^3},$$

în care :

R este perimetrul lucrării ;

S_s — secţiunea utilă ;

α — coeficientul de rezistenţă aerodinamică.

$$P = \alpha \frac{R \cdot Q^3}{102\ S_s^3} \cdot x,$$

$$N = \alpha \cdot \frac{R \cdot Q^3}{102\ S_s^3} \cdot \frac{305 \cdot 24}{v_2} \cdot x^2,$$

Costul unui kWh fiind W, cheltuielile pentru aeraj se exprimă cu relaţia :

$$R = W \cdot \alpha \cdot \frac{R \cdot Q^3}{102\ S_s^3} \cdot \frac{305 \cdot 24}{v^2} \cdot x^2. \qquad (57)$$

Raportat la unitate de produs, rezultă :

$$R_0 = \frac{R}{x \cdot h \cdot p} = \frac{W \cdot \alpha}{h \cdot p} \cdot \frac{R \cdot Q^3}{102\ S_s^3} \cdot \frac{305 \cdot 24}{v_2} \cdot x \qquad (58)$$

$$R_0 = B_8 \cdot x. \qquad (59)$$

În general, R_0 are valori foarte mici în comparaţie cu ceilalţi factori, pentru care motiv el poate fi neglijat.

După ce s-au stabilit toate cheltuielile care depind de valoarea lui x, se face însumarea lor, obţinînd :

$$C = K_0 + I_0 + T_0 + D_0 + F_0 \qquad (60)$$

$$C = (B_1 + B_3)x + (B_5 + B_6 + B_7)\frac{1}{x} + (K_0 + B_2 + B_4) \qquad (61)$$

Ecuaţia (61) exprimă costul tonei de cărbune în funcţie de lungimea x a panoului. În continuare se stabileşte la ce valori ale lui x expresia lui C are valoare minimă. Expresia (61) se poate simplifica prin următoarele notaţii :

$$M_1 = B_1 + B_3 \qquad (62)$$

$$M_2 = B_5 + B_6 + B_7 \qquad (63)$$

$$M_3 = K_0 + B_2 + B_4 \qquad (64)$$

şi deci :

$$f(x) = M_1 \cdot x + M_2 \cdot \frac{1}{x} + M_3. \qquad (65)$$

Prima derivată a acestei funcţii în raport cu x va fi :

$$f'(x) = M_1 - M_2 \cdot \frac{1}{x^2}. \qquad (66)$$

Anulînd această derivată şi rezolvînd ecuaţia, se determină valorile optime ale lui x pentru minimul sumei tuturor cheltuielilor :

$$M_1 - M_2 \frac{1}{x^2} = 0$$

$$x_0 = \sqrt{\frac{M_2}{M_1}}. \qquad (67)$$

Pentru a uşura calcularea valorii optime a lui x_0 se redau formulele de calcul ale lui M_1 şi M_2 :

$$M_1 = \frac{0{,}002}{h \cdot p \cdot v_2}\left(500\ r + V_2 c_a + 3\,660\,\frac{f_3}{h_3} + 915\ s\right) + \frac{E}{2} \qquad (68)$$

$$M_2 = \frac{2}{h \cdot p}\left(1{,}2\ e - \frac{1{,}9}{15} b + \frac{10\ V_2\ c_a}{v_2} + \frac{Y}{2i}\right) + \frac{1}{p} \cdot S \cdot C_s + l(p'_a - p''_a). \qquad (69)$$

Valoarea lui x_0 este o valoare critică a funcţiei $f(x)$. Pentru a afla dacă această valoare este minimă sau maximă se află derivata a doua a funcţiei :

$$f''(x) = \frac{2x \cdot M_2}{x^4} = \frac{2 \cdot M_2}{x^3}. \qquad (70)$$

Înlocuind în această expresie valoarea lui x_0, rezultă că $f''(x) > 0$, deoarece M_1 şi M_2 sînt valori pozitive şi, ca atare, x_0 este o valoare de minim a funcţiei $f(x)$.

$$f''(x) = \frac{2\ M_2}{\left(\sqrt{\frac{M_2}{M_1}}\right)^3} = \frac{2M_1 \cdot \sqrt{M_1}}{\sqrt{M_2}} > 0. \qquad (71)$$

Calculul de dimensionare a panoului se poate face şi pe cale grafică. În acest scop se stabileşte expresia lui K_0, I_0, T_0, D_0, F_0. Aceste expresii, care cu excepţia lui K_0 sînt funcţii de x, trebuie rezolvate, dînd diferite valori lui x. Astfel, fiecare funcţie într-un sistem de două coordonate reprezintă cîte o curbă sau cîte o dreaptă. Prin însumarea ordonatelor (valori lei/tona) a tuturor acestor curbe sau drepte se poate reprezenta curba cheltuielilor totale. O asemenea reprezentare grafică este redată în figura 2.

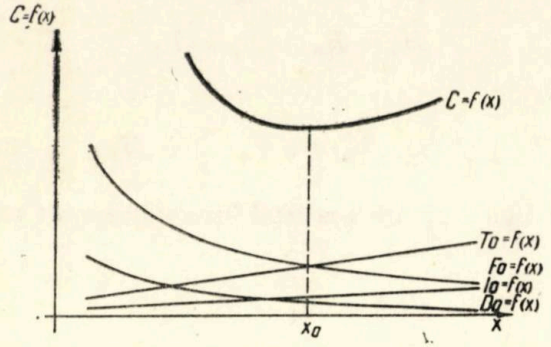


Fig. 2.

Se constată că curba cheltuielilor totale $C = f(x)$ are o formă hiperbolică. Punctul de pe această curbă cu ordonata minimă, corespunde pe abscisă unei valori optime ale lui x şi care este tocmai x_0 căutat. Este de menţionat forma aplatizată a curbei în dreptul punctului cu abscisa x_0, ceea ce denotă existenţa în realitate a unui domeniu de valori optime. Acest fapt permite ca la definitivarea lungimii panoului să se ia în considerare şi aspecte tehnice şi eventual să se adopte o valoare apropiată celei calculate.

Prepararea substanţelor minerale utile

Aplicarea statisticii matematice pentru stabilirea diluţiei inevitabile la exploatarea zăcămintelor de minereuri

Ing. A. LĂPUŞCĂ şi ing. ŞT. GROSU

La unele mine din ţara noastră se extrag cantităţi importante din zăcăminte cu grosime mică, fapt care impune ca în procesul tehnologic de extracţie să fie luat în considerare fenomenul de diluare cu consecinţele negative din punct de vedere tehnico-economic pe care acesta le determină. Una din căile pentru reducerea cheltuielilor de producţie a metalelor este producerea unor minereuri cît mai puţin impurificate de rocile înconjurătoare sterile.

În cazul zăcămintelor formate din filoane subţiri, problema determinării diluţiei minime posibil de realizat necesită o rezolvare ştiinţifică. Această problemă se pune şi pentru zăcămîntul Barza care este format, în general, din filoane foarte subţiri, a căror grosime medie nu depăşeşte 28 cm.

Pentru exploatarea acestor filoane se aplică metoda de exploatare cu fîşii direcţionale şi rambleiere. Datorită caracteristicilor minereului şi a rocilor înconjurătoare, în cursul exploatării în minereul excavat pătrunde o cantitate însemnată de steril, sub formă de material mărunt, material ce nu poate fi triat.

Cantitatea de steril, care diluează minereul, este exprimată în centimetri. S-a adoptat această unitate de măsură, atît pentru o reprezentare comparativă faţă de grosimea filonului, exprimată de asemenea în centimetri, cît şi pentru uşurinţa calculelor la stabilirea cantităţii normate de minereu industrial, produs de echipă la frontul de lucru.

Experimentările efectuate

În anii trecuţi s-au executat mai multe încercări pentru stabilirea diluţiei reale. Aceste încercări s-au bazat, în special, pe determinarea prin analize a conţinutului în metal a minereului şi rezultatele obţinute prin prelucrarea separată a minereului din panourile unde s-a executat experimentarea.

Astfel, în anul 1964 s-au colectat probe la 209 puşcări, minereul rezultat prelucrîndu-se separat. Conţinutul minereului industrial a reieşit mai mare decît conţinutul minereului geologic, iar diluţia negativă. Rezultatele obţinute nefiind concludente, s-a elaborat o metodologie specială pentru obţinerea datelor de la frontul de lucru [1].

Metodologia propusă a fost experimentată şi s-a trecut la aplicarea ei în 10 abataje, considerate mai reprezentative pentru zăcămîntul respectiv, concluziile urmînd a fi extinse la majoritatea abatajelor.

Determinările s-au executat în abataj unde s-a fixat un sistem de coordonate. Axa absciselor, constînd dintr-o sfoară de 10 m întinsă orizontal, avea marcate echidistanţe de 0,5 m. Ordonatele coamei abatajului s-au măsurat în fiecare punct marcat, înregistrîndu-se totodată grosimea filonului, grosimea zonei mineralizate şi lăţimea abatajului.

Prin grosimea zonei mineralizate se înţelege grosimea cuprinsă între toate ramificaţiile, inclusiv grosimea filonului. După fiecare atac s-a redeterminat profilul coamei şi s-au măsurat aceleaşi elemente. S-au mai notat : numărul de găuri, lungimea lor, felul şi cantitatea explozivului. În aceste cazuri puşcarea s-a efectuat pe o vatră amenajată în mod corespunzător.

În abataj s-au executat următoarele cîntăriri (pe cîntare dinamometrice) :

— material mărunt care a trecut prin grătarul cu ochiuri de 60 × 60 mm ;

— minereu mare peste 60 × 60 mm ;

— steril peste 60 × 60 mm.

Încercările efectuate cu grătare cu ochiuri mai mari de 60 × 60 mm au arătat posibilitatea pătrunderii în materialul mărunt a bucăţilor de steril care se pot tria.

S-au luat probe din minereu şi steril pentru stabilirea conţinutului, greutăţii volumetrice şi pentru analize microscopice.

În două abataje s-au efectuat experimentări pentru stabilirea orientativă a pierderilor cantitative de minereu în vatra de rambleu, prin cîntărirea rambleului iniţial şi recîntărirea lui după ce s-a puşcat coama de deasupra.

Concluziile imediate, în urma prelucrării datelor medii pe abataje, au fost următoarele [2] :

— sărăcirea şi sterilul inevitabil, faţă de grosimea de filon, se prezintă astfel :

grosimea filonului, cm	sărăcire, %	steril inevitabil, cm
<10	53—82	13—39
10—20	58—72	19—38
20—30	50—66	24—55
30—40	42—55	30—59
media	60	31

— grosimea filoanelor variază mult în intervale scurte ;

— în 10 abataje au rezultat, în medie, 1,43 ramificaţii pe front, cu o variaţie de la 1 la 2,08 ;

— grosimea intercalaţiilor de steril în medie este de 14 cm, oscilînd între 0,4 şi 36,2 cm ;

— conţinuturile în metal nu sînt reprezentative pentru întregul zăcămînt.

Pierderile de minereu în vatra abatajelor : la vatra podită cu tablă sînt între 6,2 şi 9,4 %, iar la vatra simplă, executată corect, 7,8—12,7 %. Experimentarea executîndu-se în abataje cu înălţimea coamelor sub un metru, în cazul abatajelor normale pierderile trebuie să fie mai mici.

Prelucrarea statistico-matematică a datelor experimentale

Pe baza datelor medii pe abataje nu s-au putut determina factorii care influenţează sărăcirea şi nici gradul lor de influenţă.

Analizînd datele primare s-a constatat că în cadrul aceluiaşi abataj sînt oscilaţii mari la fiecare atac în ceea ce priveşte grosimea de filon (exemplu de la 3 la 29,6 cm), grosimea zonei mineralizate (exemplu de la 3 la 56 cm), lăţimea excavată (de la 60 la 157 cm).

Faţă de această situaţie s-au prelucrat datele pe fiecare atac, stabilindu-se :

Tabela 1

Rezultatele experimentărilor

Nr. crt.	Grosimea filonului, cm	Sterilul inevitabil în minereu, cm	Lăţimea excavată, cm	Grosimea zonei mineralizate, cm	Consumul de exploziv, kg/m³
0	x	y	z	u	v
	1	2	3	4	5
	A. *Minereu şi roca de categoria a III-a*				
1	3,00	25,0	84,0	3,00	1,27
2	3,34	12,5	77,0	3,34	1,66
.	.	.	.	.	.
.	.	.	.	.	.
47	55,80	6,8	102,0	69,20	0,32
48	56,80	12,7	104,0	56,80	1,17
	$\bar{x}$ = 21,65	$\bar{y}$=32,05	$\bar{z}$=98,77	$\bar{u}$ = 29,1	$\bar{v}$ = 1,55
	B. *Minereu şi roca de categoria a II-a*				
1	5,16	16,4	67,0	5,16	2,58
2	5,90	3,1	75,5	5,90	2,50
.	.	.	.	.	.
.	.	.	.	.	.
11	34,8	4,0	92	34,8	0,35
12	34,8	25,2	87	34,8	0,67
	$\bar{x}$=19,50	$\bar{y}$=19,46	$\bar{z}$=78,85	$\bar{u}$= 22,2	$\bar{v}$ = 1,34
	C. *Minereu şi roca de categoria a IV-a*				
1	7,20	40,8	88,4	12,7	1,50
2	8,60	59,4	90,1	15,3	0,84
.	.	.	.	.	.
.	.	.	.	.	.
20	31,00	48,0	100,0	57,6	0,61
21	45,40	20,1	126,2	46,0	0,28
	$\bar{x}$=19,89	$\bar{y}$=52,6	$\bar{z}$=107,3	$\bar{n}$ = 34,1	$\bar{v}$ = 0,82

— grosimea medie de filon se notează cu x cm;

— steril inevitabil se notează cu y, cm;

— lățimea medie excavată, se notează cu z, cm;

— grosimea zonei mineralizate se notează cu u, cm;

— consumul de exploziv se notează cu v kg/cm³.

În scopul simplificării scrierii indicilor s-a utilizat 1 pentru x, 2 pentru y, 3 pentru z, 4 pentru u și 5 pentru v.

Rezultatele obținute s-au grupat pe categorii de roci, în ordinea crescătoare a grosimii de filon (tabela 1).

În vederea evidențierii corelației care există între sterilul inevitabil din minereu y și grosimea de filon x, lățimea excavată z, grosimea zonei mineralizate u și consumul de exploziv v, cît și pentru stabilirea unei formule de calcul a sterilului inevitabil, în funcție de ceilalți parametri, s-a recurs la metodele statisticii matematice [3] [4] [5].

Calculele s-au efectuat pentru abatajele cu duritatea rocii de categoria a III-a, pentru care există un număr $n = 48$ de experimentări.

Avînd datele din tabela 1, din distribuția pentadimensională s-a extras inițial o distribuție bidimensională, referindu-se la valorile x, y, z, u și v, luate două cîte două.

S-au calculat:

— momentele de primul ordin (mediile generale):

$$m_i = \bar{i} = \frac{\Sigma i}{n} = \frac{i_1 + i_2 + \ldots + i_n}{n} \quad (i = x, y \ldots . v);$$

— pătratele mediilor:

$$m_i^2 = \bar{i}^2;$$

— momentele de ordinul al doilea:

$$M_{ii} = \frac{\Sigma i^2}{n} = \frac{i_1^2 + i_2^2 + \ldots + i_n^2}{n};$$

$$M_{ij} = \overline{ij} = \frac{i_1 j_1 + i_2 j_2 + \ldots + i_n j_n}{n};$$

— momentele centrate de ordinul al doilea:

dispersie $m_{ii} = \sigma_i^2 = M_{ii} - m_i^2$;

și $m_{ij} = M_{ij} - m_i \cdot m_j$;

— abaterile medii patratice:

$$\sigma_i + \sqrt{m_{ii}};$$

— coeficienții de împrăștiere sau de variație:

$$V_i = \frac{\sigma_i}{m_i}.$$

Rezultatele calculelor sînt centralizate în tabela 2.

Tabela 2

Calculul momentelor, abaterii medii patratice și coeficientul de variație

	x	y	z	u	v
0	1	2	3	4	5
m_i	$m_1 = 21{,}65$	$m_2 = 32{,}05$	$m_3 = 98{,}77$	$m_4 = 29{,}1$	$m_5 = 1{,}55$
M_{ii} m_i^2 m_{ii}	622,5 468,5 $m_{11} = 154$	1205,1 1027,1 $m_{22} = 178$	10,043 9,756 $m_{33} = 287$	1103,1 846,1 $m_{44} = 257$	3,0 2,4 $m_{55} = 0{,}6$
M_{1i} $m_1 \cdot m_i$ m_{1i}		622,1 693,9 $m_{12} = -71{,}8$	2133 2138 $m_{13} = -5$	768,5 630,0 $m_{14} = 138{,}5$	35,86 33,56 $m_{15} = 2{,}30$
M_{2i} $m_2 \cdot m_i$ m_{2i}			3246,0 3165,6 $m_{23} = 80{,}4$	895 933 $m_{24} = -38$	49,3 49,8 $m_{25} = -0{,}5$
M_{3i} $m_3 \cdot m_i$ m_{3i}				2911 2874 $m_{34} = 37$	149,6 153,0 $m_{35} = -3{,}4$
M_{45} $m_4 \cdot m_5$ m_{45}					42,3 45,1 $m_{45} = -2{,}8$
$\delta_i = \sqrt{m_{ii}}$	12,4	13,3	16,9	16,3	0,77
V_i	0,56	0,41	0,16	0,56	0,50

Pentru stabilirea ecuației planului de regresie a lui y s-a considerat determinantul matricei M:

$$M = \begin{vmatrix} m_{11} & m_{12} & m_{13} & m_{14} & m_{15} \\ m_{21} & m_{22} & m_{23} & m_{24} & m_{25} \\ m_{31} & m_{32} & m_{33} & m_{34} & m_{35} \\ m_{41} & m_{42} & m_{43} & m_{44} & m_{45} \\ m_{51} & m_{52} & m_{53} & m_{54} & m_{55} \end{vmatrix}$$

Se notează cu $\overline{M}_{ij}$ minorul elementului m_{ij} din determinantul $|M|$.

Ecuația planului de regresie pentru y este:

$$\overline{M}_{21}(x - m_1) + \overline{M}_{22}(y - m_2) + \overline{M}_{23}(z - m_3) + \overline{M}_{24}(u - m_4) + \overline{M}_{25}(v - m_5) = 0$$

Acest plan se bucură de proprietatea că valoarea medie a patratelor distanțelor, de la orice punct $P(x, y, z, u, v)$ al distribuției date la acest plan, luate paralel cu axa Oy, este minimă.

Punctul $P(x, y, z, u, v)$ se află într-un spațiu cu cinci dimensiuni.

Înlocuind valorile m_{ij} calculate (tabela 2) se obține determinantul:

$$|M| = \begin{vmatrix} 154 & -71{,}8 & -5 & 138{,}5 & 2{,}3 \\ -71{,}8 & 178 & 80{,}4 & -38 & -0{,}5 \\ -5 & 80{,}4 & 287 & 37 & -3{,}4 \\ 138{,}5 & -38 & 37 & 257 & -2{,}8 \\ 2{,}30 & -0{,}5 & -3{,}4 & -2{,}8 & 0{,}6 \end{vmatrix}$$

După calculul minorilor respectivi și înlocuirea valorilor cunoscute m_i din tabela 2 în ecuație, rezultă:

$$y = -0{,}81\,x + 0{,}29\,z + 0{,}30\,u + 5{,}3\,v + 4. \quad (I)$$

Coeficienții de corelație parțială simplă, calculată cu relația

$$\rho_{ij} = \frac{m_{ij}}{\sqrt{m_{ii}\, m_{jj}}},$$

sînt:

$$\rho_{21} = -0{,}43\,; \quad \rho_{23} = 0{,}36\,; \quad \rho_{24} = -0{,}18\,;$$

$$\rho_{25} = -0{,}05\,; \quad \rho_{13} = -0{,}02\,; \quad \rho_{14} = 0{,}69\,;$$

$$\rho_{15} = 0{,}24\,; \quad \rho_{34} = 0{,}13\,; \quad \rho_{35} = -0{,}26\,;$$

$$\rho_{54} = -0{,}22.$$

Aceste corelații nu sînt concludente fiind denaturate de influența celorlalți factori. În scopul eliminării acestei influențe, cînd se consideră corelația numai între două variabile, ipoteza admisă prin abstractizare, calculele se simplifică dacă se consideră determinantul:

$$|R| = \begin{vmatrix} 1 & \rho_{12} & \rho_{13} & \rho_{14} & \rho_{15} \\ \rho_{21} & 1 & \rho_{23} & \rho_{24} & \rho_{25} \\ \rho_{31} & \rho_{23} & 1 & \rho_{34} & \rho_{35} \\ \rho_{41} & \rho_{42} & \rho_{43} & 1 & \rho_{45} \\ \rho_{51} & \rho_{52} & \rho_{53} & \rho_{54} & 1 \end{vmatrix}$$

Coeficientul de corelație parțială între două evenimente, cînd se elimină influența celorlalte evenimente, se calculează cu relația:

$$\rho_{21.345} = \frac{\overline{R}_{21}}{\sqrt{\overline{R}_{22}\, \overline{R}_{11}}},$$

unde $\overline{R}_{ij}$ este minorul corespunzător elementului ρ_{ij} din determinantul $|R|$.

După efectuarea calculelor se obține:

$$\rho_{21.345} = -0{,}51\,; \quad \rho_{23.145} = 0{,}43\,;$$

$$\rho_{24.135} = 0{,}26\,; \quad \rho_{25.134} = 0{,}30$$

Coeficientul multiplu de corelație a lui y față de ansamblul evenimentelor x, z, u și v, calculat cu relația:

$$\rho_{2.1345} = \sqrt{1 - \frac{|M|}{m_{22}\, \overline{M}_{22}}} = 0{,}62$$

este mult mai puternic.

Abaterea probabilă a coeficientului de corelație se poate calcula cu formula

$$\varepsilon = 0{,}6745\,\frac{1 - \rho^2}{\sqrt{n}} = \pm 0{,}06$$

În acest caz:

$$0{,}56 < \rho_{2.1345} < 0{,}68$$

Formula (I) s-a stabilit pentru $y = F_y(x, z, u, v)$ și nu se pot calcula valorile x, z, u și v cu această formulă, deoarece relațiile $x = F_x(y, z, u, v)$; $z = F_z(y, x, u, v)$ etc., nu sînt adevărate.

Evenimentele x, z, u și v sînt independente de y, însă acesta este condiționat de ele. Prin natura lor aceste evenimente sînt compatibile între ele numai dacă se respectă inegalitățile:

$$z > u \geqslant x > 0\,; \quad y < z - x\,; \quad v > 0.$$

Valoarea lui y nu este adevărată dacă nu se respectă aceste inegalități.

Fără realizarea simultană a evenimentelor x, y, u și v, valoarea evenimentului y nu este adevărată, fiind lipsită de logică pentru cercetarea întreprinsă.

Datorită dependențelor între evenimentele studiate, ar fi greșit să se stabilească ecuațiile $x = F_x(y, z, u, v)$; $z = F_z(x, y, u, v)$ etc.

Pentru verificarea formulei (I) se consideră:

1. *Cazul limită*: $x = u = 0$; $z = 100$; $v = 1{,}55$ (media experimentărilor); $y = 41{,}22$ cm

z fiind egal cu 100, materialul mărunt reprezintă 41,22%.

Din datele medii : $m_1 = 21{,}65$; $m_2 = 32{,}05$; $m_3 + 98{,}77$.

Grosimea sterilului $m_3 - m_1 = 77{,}12$ cm.

Sterilul mărunt față de total steril 41,55%, foarte apropiat de cel calculat cu formula (I).

2. *Cazul extrem* : $x = u = z = 60$ cm ;
$v = 1{,}55$ media experimentărilor,
$y = -0{,}98$ cm.

Acest caz nu respectă inegalitățile impuse $y < z - x$ și $z > x$ și deci y nu mai reprezintă sterilul inevitabil.

Se presupune că valoarea negativă a lui y reprezintă pierderile de minereu, care în cazul existenței sterilului mărunt sînt mascate de acesta.

Valoarea lui y este foarte apropiată de $y = 0$, valoarea logică.

Aplicarea în practică a formulei stabilite

Analizînd formula (I) se constată că asupra variabilelor x și u nu se poate acționa fiind caracteristici ale zăcămîntului, în schimb este necesar să se acționeze asupra consumului de exploziv și lățimii excavate.

a) Admițînd ca minimă cantitatea de exploziv normată (0,5 kg/m³) și introducînd această valoare în formula I, după rotunjiri se obține :

$$y = -0{,}8\,x + 0{,}3z + 0{,}3u + 7. \qquad \text{(II)}$$

În cazul filoanelor fără ramificații: $x = u$, formula devine :

$$y = -0{,}5\,x + 0{,}3\,z + 7. \qquad \text{(III)}$$

b) Lățimea excavată este condiționată de înclinarea filonului, susținerea abatajului și grosimea zonei mineralizate.

Lățimea excavată minimă, în funcție de înclinarea filonului, este stabilită în N.T.S. pentru minele de minereuri, art. 206.

Cînd abatajul este susținut cu lemn de mină, lățimea excavată minimă trebuie să fi majorată cu 20 + 20 = 40 cm.

În cazul filoanelor fără ramificații ($x = u$) se aplică formula (III) și se obțin pentru sterilul inevitabil din minereu valorile din tabela 3.

Tabela 3

$y = -0{,}5\,x + 0{,}3\,z + 7$

Înclinarea filonului	Susținerea abatajului	z – lățimea excavată, cm.	x – grosimea filonului, cm				
			10	20	30	40	50
>40°	nearmat	60	20	15	10	5	0
	armat	100	32	27	22	17	12
<40°	nearmat	80	26	21	16	11	6
	armat	120	38	33	28	23	8

Din datele prezentate în această tabelă, rezultă evident că în cazul filoanelor fără ramificații, pînă la o grosime de 40 cm, este necesar să fie aplicată pușcarea selectivă.

În cazul filoanelor cu ramificații ($u > x$), se aplică formula (II).

Pentru determinarea operativă a sterilului inevitabil din minereu în acest caz, s-au întocmit tabele pentru fiecare grosime de filon, în funcție de grosimea zonei mineralizate și lățimea excavată. Un model de astfel de tabelă, pentru grosimea filonului $x = 20$ cm, este arătat în tabela 4.

Tabela 4

$y = -0{,}8\,x + 0{,}3\,z + 0{,}3\,u + 7$

	Grosimea filonului $x = 20$ cm						
u – grosimea zonei mineralizate, cm	z – lățimea excavată, cm						
	60	70	80	90	100	110	120
20	15	18	21	24	27	30	33
30	18	21	24	27	30	33	36
40	21	24	27	30	33	36	39
50	24	27	30	33	36	39	42
60		30	33	36	39	42	45
70			36	39	42	45	48

Din formulele (II) și (III) rezultă că la fiecare creștere cu 10 cm de steril a lățimii excavate, valoarea lui y crește cu 3 cm.

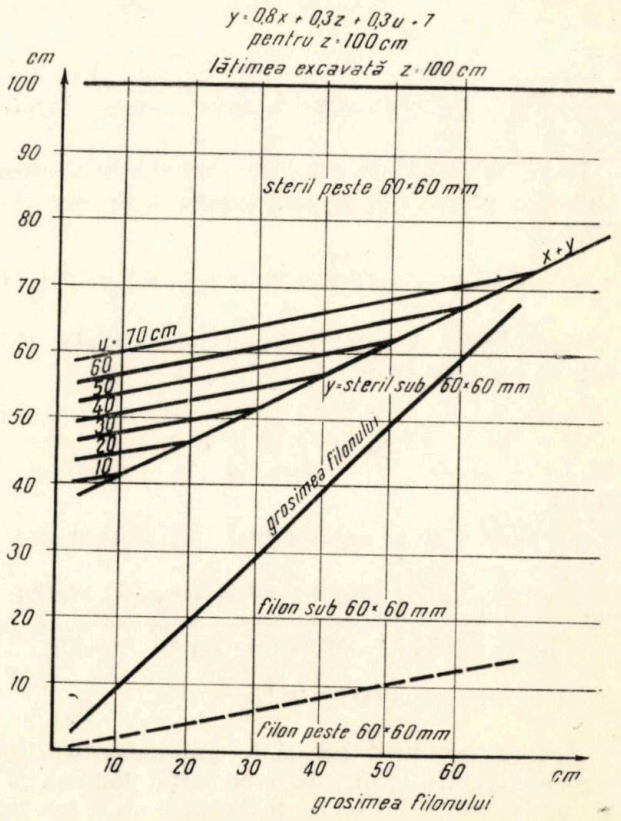


Fig. 1.

În cazul cînd $x = u = 50$ cm şi $z = 60$ cm, se obţine $y = 0$ (tabela 3), însă grosimea rocii sterile fiind $z - x = 10$ cm, trebuia să rezulte $y = 3$ cm.

Datele experimentale pe baza cărora s-au stabilit formulele II şi III au avut incluse în ele şi pierderile de minereu, iar relaţiile stabilite evidenţiază aceste pierderi.

Astfel, pentru $x = 50$ cm, pierderile sînt de 6%, valoare mai mică decît rezultatele încercărilor pentru stabilirea pierderilor de minereu în vatra abatajelor, după cum s-a presupus că trebuie să fie, la capitolul respectiv.

Formula (II) s-a reprezentat grafic în figura 1 pentru cazul $z = 100$ cm.

Pentru roca de categoria a IV-a, diferenţele în plus depăşesc 20 cm.

Aplicînd statistica matematică la datele obţinute experimental, în vederea stabilirii cantităţii de steril inevitabil care pătrunde în minereu în timpul exploatării în abataje, s-a putut deduce formula sterilului inevitabil în funcţie de grosimea de filon, lăţimea excavată, grosimea zonei mineralizate şi consumul de exploziv pentru roca de categoria a III-a, reprezentativă pentru zăcămînt, respectiv formula (I).

Pentru aplicarea practică a acestei formule, forma ei s-a simplificat, introducîndu-se în formulă consumul de exploziv normat rezultînd formula (II) şi caz particular (III).

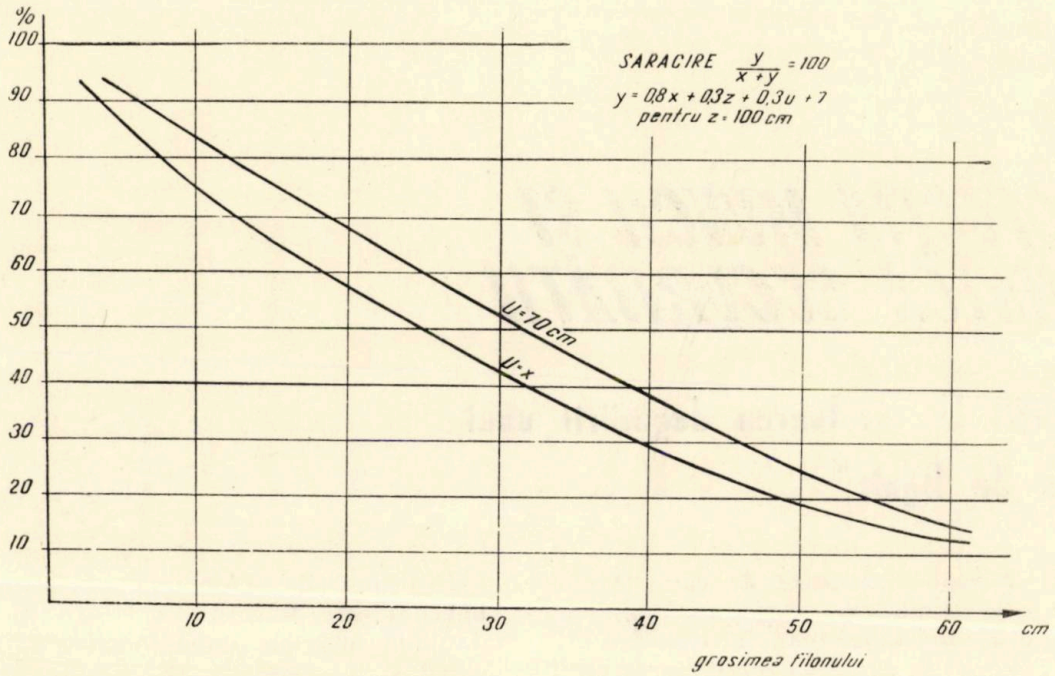


Fig. 2

Sărăcirea $\frac{y}{x+y} \cdot 100$ este reprezentată în figura 2.

Pentru abataje cu duritatea rocii de categoria a II-a şi a IV-a, există un număr insuficient de experimentări pentru a se putea stabili prin calcul formulele respective (tabela 1).

Pentru roca de categoria a II-a, introducînd în formula (II) mediile experimentărilor, se obţine $y = 21{,}7$ cm, faţă de $y = 19{,}5$ cm, obţinut pe cale experimentală. De asemenea, se obţin diferenţe în plus de cîţiva centimetri în cazul experimentărilor individuale.

În cazul filoanelor fără ramificaţii, cu o grosime mai mică de 40 cm, se fundamentează necesitatea aplicării puşcării selective.

În cazul filoanelor fără ramificaţii, cu o grosime mai mică de 40 cm, se fundamentează necesitatea aplicării puşcării selective.

Pentru abatajele cu duritatea rocii de categoria a II-a şi a IV-a, este necesar să se mai execute unele experimentări înainte de definitivarea concluziilor.

Cantitatea de steril inevitabil din minereu variază mult în cadrul aceleiaşi categorii de rocă, chiar dacă consumul de exploziv rămîne

constant (normat), fiind în funcție de grosimea filonului, grosimea zonei mineralizate și lățimea excavată, factori care diferă de la un loc de muncă la altul.

Cantitatea de steril inevitabil din minereu trebuie să se stabilească separat pentru fiecare loc de muncă, ținîndu-se cont de condițiile locale.

Acest lucru se poate realiza operativ cu ajutorul tabelelor întocmite pe baza formulelor stabilite cu ajutorul statisticii matematice.

BIBLIOGRAFIE

[1] Graef, C. și Ghițulescu, P. T. *Raport preliminar asupra încercărilor de determinare a diluției minereului la E. M. Barza*, 1964.

[2] Graef, C. *Referat asupra încercărilor de determinare a diluției minereului la I. M. Barza*, 1965.

[3] Worting, A. G. și Geffner, J. *Prelucrarea datelor experimentale*, traducere din limba engleză. Ed. tehnică, București, 1959.

[4] Mihoc, Gh. și Urseanu, V. A. *Matematici aplicate în statistică*. Colecția „Teoria probabilităților" IV, Ed. Academiei R.S.R., 1962.

[5] Mihăilă, N. *Introducerea în teoria probabilităților și statistica matematică*. Biblioteca Societății de științe matematice din R.S.R. Editura didactică și pedagogică, 1965.

PROTECȚIA MUNCII ȘI TEHNICA SECURITĂȚII

Contribuții la rezolvarea degazării unui zăcămînt de lignit*

Ing. D. IONESCU

Forajede geologice executate de către Trustul de prospecțiuni și explorări miniere (T.P.E.M.) în cîmpul Gheboieni, din cadrul E.M. Șotînga, cu scopul de a evalua rezervele de cărbuni, au evidențiat prezența gazelor — CH_4, C_2, H_6, CO_2 etc. Fenomenele care au avut loc la două sonde hidrogeologice (8 H, 12 H), în sonda din bazinul puțului Gheboieni și în suitorul de aeraj dintre stratele II—III, au pus problema studierii posibilităților de captare și drenare a acestor gaze pentru a elimina pericolul pe care îl prezintă.

Drept urmare, în baza unor măsurători prealabile efectuate în anul 1963, au fost întocmite două proiecte de cercetare care au fost aplicate. În esență, cele două proiecte se referă la executarea de foraje de la suprafață, respectiv din subteran.

Din punct de vedere geologic, complexul cărbunos dintre Ialomița și Dîmbovița, situat în dacianul superior, avînd forma unui mare anticlinal și o dezvoltare cît mai largă către vest (Gheboieni), este constituit dintr-o alternanță de nisipuri, argile cenușii și verzi, marne și bancuri de cărbune. În acest complex au fost descoperite trei straturi de cărbuni, dintre care straturile II și III (de 4,7 și 3,1 m grosime) prezintă importanță economică.

Cîmpul Gheboieni are forma de boltă, cu falii transversale și longitudinale (fig. 3).

Calcule orientative și situația constatată indică existența unor rezerve de bilanț care vor fi valorificate numai după eliminarea proiectului pe care îl prezintă gazele.

În baza datelor geologice și a manifestărilor de gaze care au avut loc, în anul 1963 au fost emise trei ipoteze privind originea și modul de migrare a gazelor, după cum urmează :

a) ipoteza provenienței gazelor din oligocenul petrolifer, favorizată de faliile care fac legătura

* Text revizuit al lucrării prezentate la sesiunea de referate și comunicări organizate de S.C.S.M. Petroșani în mai 1966 sub titlul „Cercetări privind degazarea zăcămîntului de lignit de la Gheboieni" și completate cu rezultate obținute prin măsurătorile din cursul anului 1966.

cu dacianul carbonifer și care probabil mențin și acum legături cu zăcămîntul primar ;

b) ipoteza care are la bază ideea că aceste falii s-ar fi închis în timpul geologic, izolînd astfel cîmpul Gheboieni de zăcămîntul primar de gaze ;

c) ipoteza care presupune că gazele s-au acumulat în bolta Gheboieni într-un timp foarte îndelungat, acumulări care eventual au loc și în prezent (însă de intensitate slabă) prin accidentele tectonice mai mult sau mai puțin etanșe, existente pe întreaga suprafață de răspîndire a formațiunilor post-oligocene.

Cele mai favorabile aplicări ale dezlegării sînt ipotezele *b* și *c*, ipoteza *a* eliminînd orice șansă. deoarece epuizarea zăcămîntului de gaze în acest caz ar dura timp îndelungat (10—15 ani) sau n-ar fi posibilă.

A. Cercetările efectuate pînă în anul 1964 și rezultatele obținute

Din cele aproximativ 50 foraje geologice executate de T.P.E.M., numai cîteva au indicat prezența gazelor și aceasta în mod cu totul accidental.

Manifestările de gaze din perimetrul Gheboieni au fost puse în concordanță cu cele care au avut loc la forajele executate de Ministerul Industriei Petrolului și Chimiei M.I.P.C., în terasele Dîmboviței.

Manifestările de gaze de la unele sonde au fost într-o oarecare măsură violente, de forma unor erupții de slabă intensitate, la care se adaugă și debitarea continuă de gaze (între 4 și 6 ani).

În această primă etapă, au fost efectuate măsurători de către Institutul de cercetări foraje extracție Cîmpina, T.P.E.M., M.I.P.C., la sondele de la suprafață și din subteran. În continuare, măsurătorile au fost executate de S.C.S.M. Petroșani.

Analizînd rezultatele, se observă că gazele degajate conțin metan în proporție care variază între 74 și 98%. În ceea ce privește hidrocarburile mai grele, acestea sînt prezente pînă la pentan în cantități cu mult mai mari în oligocen (1,38%) etan decît în dacian (0,165% etan). Gazele cantonate în dacian sînt mai ușoare decît cele din oligocen, constatare care vine în ajutorul ipotezei că aceste gaze au migrat pe diferite căi pînă în nisipurile din vecinătatea straturilor de cărbune.

Presiunea gazelor într-una din sonde (8 H) a fost de 0,2 at, iar debitul de 295 m³/zi (iulie 1960), în 1963 acestea crescînd la 480, respectiv 725 m³/zi. La celelalte sonde presiunea a fost de asemenea redusă, iar debitele au variat între 60 și 200 m³/zi. Manifestările de gaze la sonda sus-amintită au avut loc din nisipul situat între stratele I și II, iar la altele din nisipul situat deasupra stratului II C.

Presiunile înregistrate ce caracterizează existența unui zăcămînt de gaze sub presiune scăzută, cu posibilități de degajare continuă și de lungă durată, un zăcămînt alcătuit din cel puțin două orizonturi nisipoase, în care gazele au migrat din oligocen pe importante linii de fractură.

B. Cercetarea regimului gazeifer al zăcămîntului Gheboieni

1. *Pînă în anul 1964* cercetările au avut un scop pur informativ, de determinare a unor valori în funcție de situația existentă în acea perioadă, valori care au depins în mare măsură de faptul că sondele care au evidențiat întîmplător prezența gazelor au avut altă destinație : depistarea pînzelor acvifere. În astfel de condiții, nu s-au putut obține decît rezultate provizorii care au servit la precizarea direcției cercetărilor în viitor după metodele specifice problemei gazelor. Drept urmare s-a preconizat ca cercetările făcute din 1964 să aibă două direcții de desfășurare.

a. Cercetarea orizontului nisipos gazeifer situat în culcușul stratului II C, prin foraje scurte executate în subteran ;

b. Cercetarea orizontului de gaze prin foraje de la suprafață.

Aceste principale linii de cercetare, dezvoltate pe parcursul a două proiecte distincte, urmăreau să stabilească :

— în care din cele trei ipoteze se încadrează gazele din cîmpul Gheboieni în urma stabilirii modului și a intensității de migrare a gazelor din oligocen în dacianul purtător al nisipurilor și straturilor de lignit.

— numărul principalelor orizonturi gazeifere și extinderea acestora ;

— parametrii principali ai zăcămîntului de gaze: presiunea, volumul, rezerva și componența gazelor, porozitatea și permeabilitatea rocilor nisipoase, regimul presiunii și al debitului de gaze etc. ;

— stabilirea condițiilor și posibilităților de degazare a unui zăcămînt de lignit ;

— elaborarea metodei de degazare pe baza rezultatelor obținute.

Orientarea cercetărilor în două direcții deosebite s-a făcut cu scopul de a obține o imagine de ansamblu asupra rezervei de gaze — în cadrul forajelor de la suprafață, respectiv să se lămurească situația locală a gazelor din nisipul situat la circa 10 m, sub stratul II C, în cazul forajelor scurte subterane.

2. *Proiectul de cercetare prin foraje subterane* a fost aplicat în anul 1964. Proiectul a cuprins

modul de amplasare şi de executare a forajelor subterane, amenajarea gurii sondei şi legarea ei la reţea, procedeele de drenare a gazelor la suprafaţă, reţeaua de conducte pentru drenare, modul de terminare a parametrilor orizontului gazeifer, măsuri tehnice şi de tehnica securităţii (fig. 1).

tos, evacuarea minei de restul personalului, indicarea căilor de evacuare în cazul de pericol etc.

3. *Proiectul cu foraje de la suprafaţă* a fost aplicat integral în anul 1965. În scopul stabilirii datelor indicate la capitolul B s-a preconizat executarea unor foraje speciale de la suprafaţă

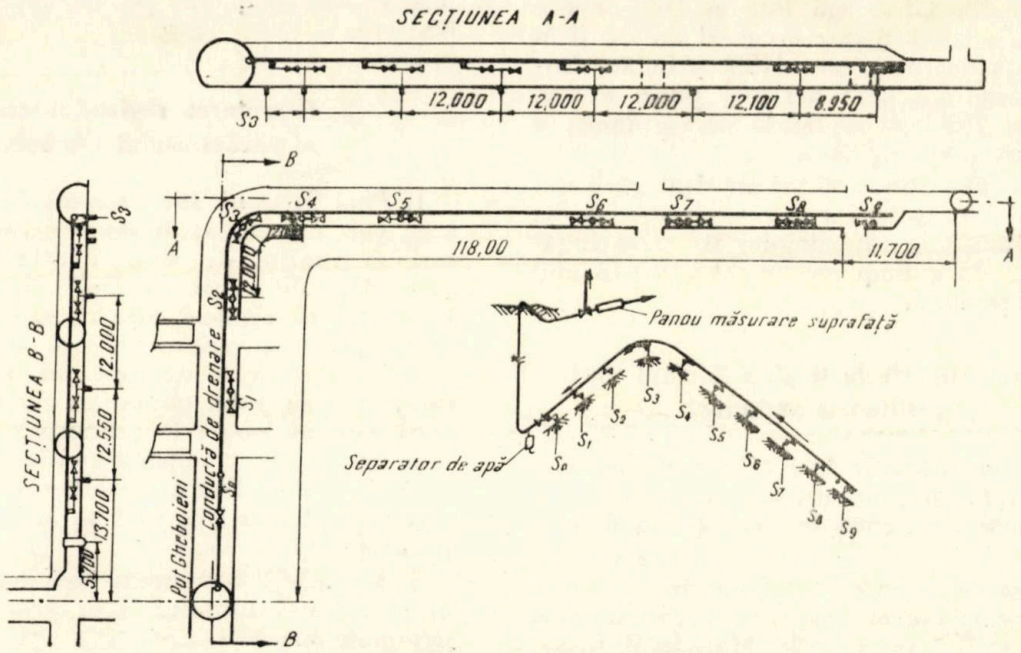


Fig. 1. Amplasarea sondelor de cercetare a gazelor pe galeria G 480 A şi schema de montaj-colectare.

Drept urmare au fost executate manual 10 foraje (noutate cu S_0, S_1—S_9) amplasate pe aliniamentul galeriei G 480 A (stratul II), cu lungimi variind între 10,4 şi 14,7 m, distanţa între ele fiind în jur de 12 m (fig. 1 şi 2). Gaura de sondă pe o primă porţiune, de 1,5 m a fost forată la un diametru de 140 mm, după care s-a introdus şi s-a betonat tubul protector cu $\phi = 100$ mm. Forarea în continuare a găurii de sondă pînă la adîncimea proiectată de minimum 10 m s-a făcut la diametrul 80 mm. În gaura de sondă executată s-a introdus coloana filtrantă, susţinută prin înşurubare de placa tubului protector. În partea exterioară gaura de sondă s-a legat la reţeaua de drenare din galerie prin intermediul unui teu prevăzut cu furtun de cauciuc, racord pentru manometru, separator de apă, vane de închidere şi robinete. Drenarea gazelor s-a preconizat a se realiza prin presiune proprie, cu ejectoare sau pompe de vid.

Aerajul lucrării G 480 A a fost asigurat cu ajutorul ventilatorului de mină 500 m³/min, instalat la puţul de aeraj.

Dintre măsurile speciale aplicate în timpul executării forajelor subterane menţionăm: folosirea aparatelor de salvare în timpul executării sondelor, întreruperea totală a energiei electrice în subteran, iluminatul portativ antigrizu-

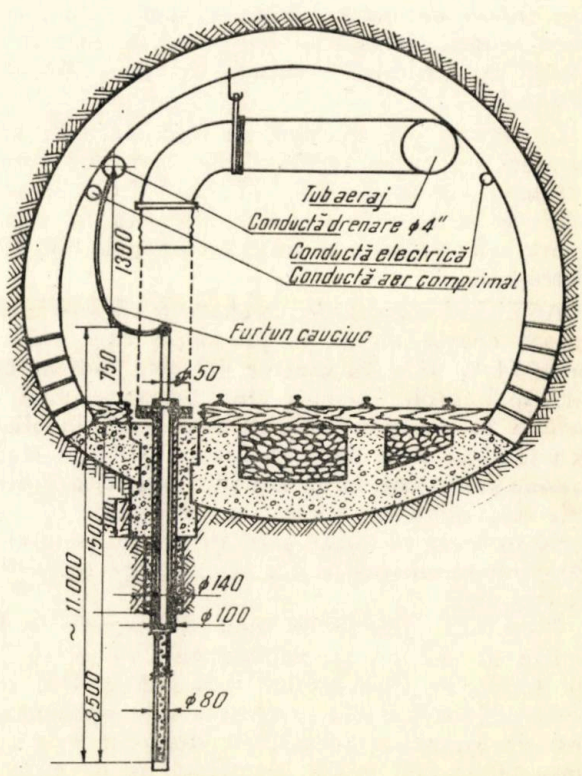


Fig. 2. Tubarea, cimentarea şi amenajarea găurii de sondă.

și recondiționarea unora existente (fig. 3), după cum urmează :

a. Executarea de sondaje în 5 puncte, în fiecare din puncte forîndu-se cîte trei sonde în vederea cercetărilor orizonturilor gazeifere de sub stratul I cărbune, între straturile I și II și respectiv straturile II și III C ; amplasarea acestor două puncte s-a făcut astfel ca două din ele să se găsească pe aliniamentul sondei cu cea mai lungă perioadă de debitare a gazelor (sonda 8H); celelalte sonde au fost forate astfel încît să formeze o rețea care completînd sondele existente să permită stabilirea regimului gazelor în întregul zăcămînt.

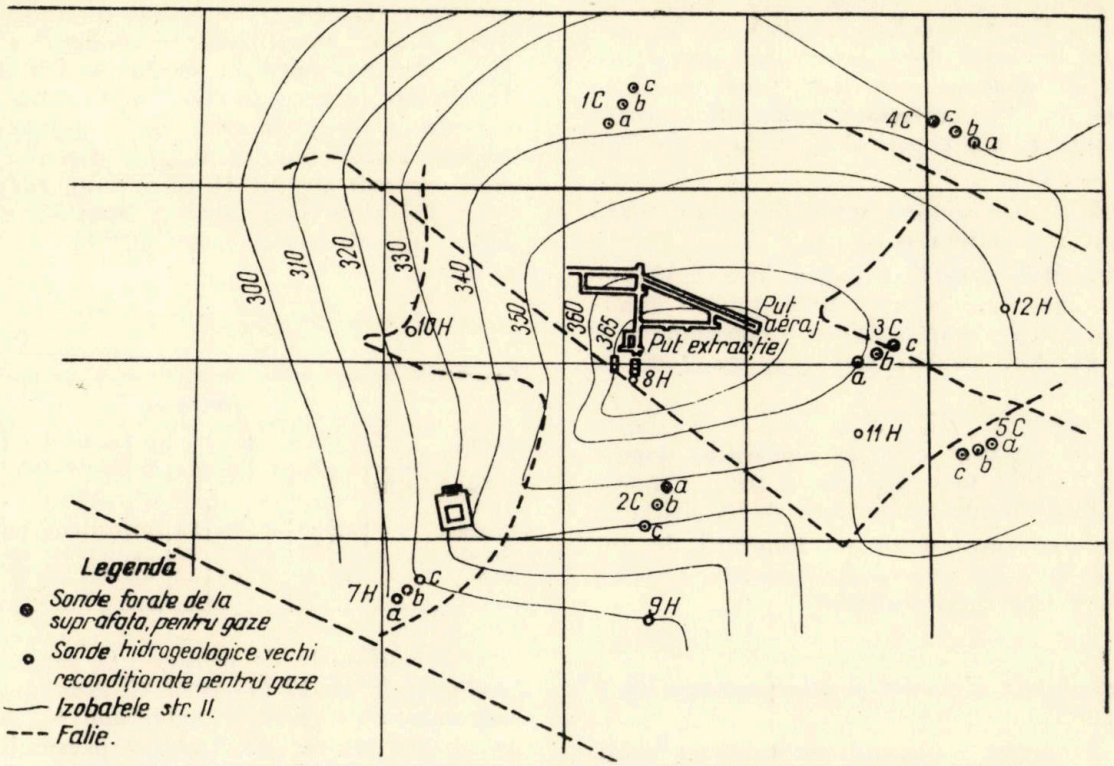


Fig. 3. Schița de situație cu amplasamentul forajelor de la suprafață și a lucrărilor miniere executate în stratele II și III de cărbune, cîmpul minier Gheboieni.

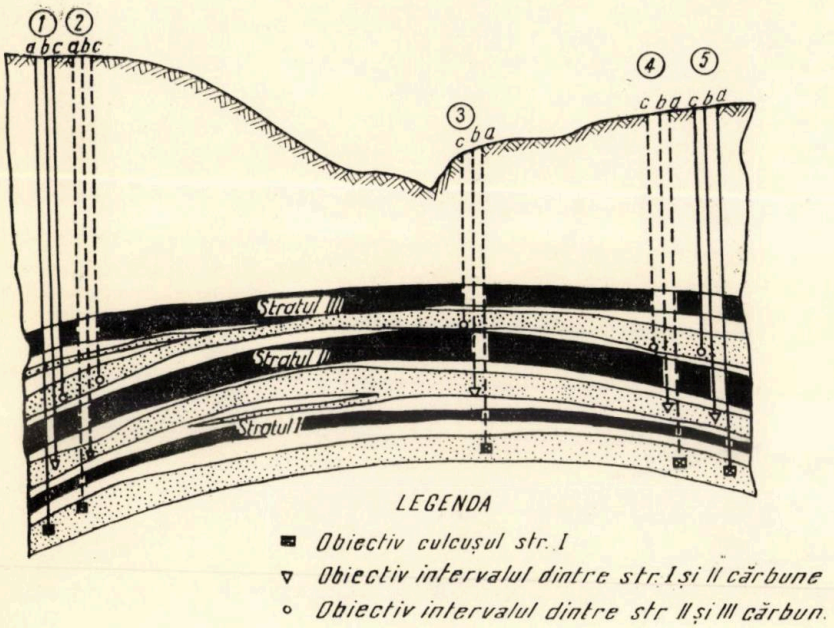


Fig. 4. Secțiune orientativă prin zăcămîntul Gheboieni : *a*, *b*, *c* etc. sonde forate de la suprafață.

b. Recondiționarea și amenajarea pentru observații asupra gazelor, a zece foraje hidrogeologice (7Ha 7Hb, 7Hc, 9H, 10H, 11H, 12H, 4102H, 14Hd și 14 Hb) executate în trecut de către T.P.E.M.

Pentru fiecare punct care cuprinde cîte trei foraje s-a proiectat ca adîncimile să varieze între 100 și 180 m, metrajul total al celor 15 sonde însumînd 2 300 m. Fiecare sondă din grup avea ca obiectiv cercetarea unui singur orizont nisipos gazeifer. Drept urmare sondele *a* au fost forate pînă sub stratul I cărbune, sondele *b* au avut obiectiv intervalul dintre straturile I—II C și sondele *c*, intervalul dintre stratul II—III cărbune (fig. 4). Forajele au fost tubate pe toată lungimea, iar la nivelul orizontului nisipos gazeifer s-au montat coloane filtrante.

4. *Aplicarea celor două proiecte* a impus determinarea parametrilor specificați la punctul 1 pentru fiecare sondă în parte, din mină sau de la suprafață. De asemenea pentru a determina umiditatea, porozitatea și permeabilitatea rocilor străbătute, din fiecare sondă subterană au fost colectate și analizate 2—4 probe, în special din intercalațiile nisipoase. În cazul sondelor de la suprafață, au fost colectate probe din fiecare strat nisipos și din coperișul și culcușul fiecărui strat de cărbune.

Măsurătorile la sondele subterane și suprafață s-au făcut în următoarele direcții :

a) măsurători periodice (lunare în anii 1964—1965 și trimestriale pe anul 1966) pentru urmărirea evoluției în timp a debitelor, presiunilor și calității gazelor, pentru stabilirea rezervei de gaze ;

b) încercări de stabilire a influenței dintre sondele subterane și cele de suprafață, respectiv între sondele aceluiași orizont nisipos gazeifer sau între sondele unor orizonturi diferite ;

c) corelarea rezultatelor și observații de ansamblu pentru precizarea ipotezei de migrare a gazelor din zăcămîntul primar.

C. Rezultatele obținute și interpretarea lor

1. *În anul 1964* s-a aplicat proiectul cu foraje subterane. A fost urmărită de asemenea evoluția celor două sonde hidrogeologice de la suprafață (8H și 12H).

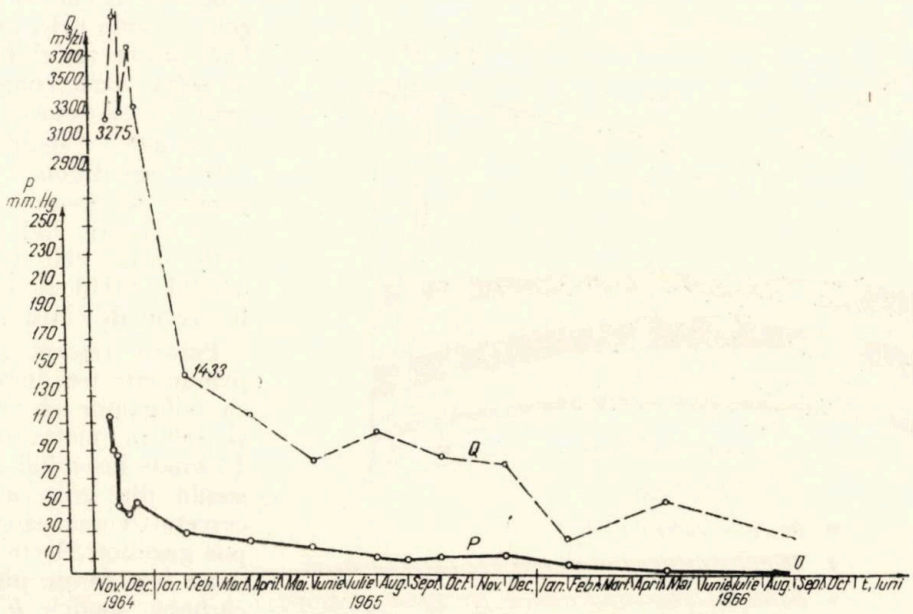


Fig. 5. Variația presiunii medii și a debitelor medii de gaze în orizontul nisipos din culcușul stratului II de cărbune la sondele subterane pe perioada noiembrie 1964—1966.

a. Studierea coloanelor litologice a sondelor executate subteran arată că rocile din culcușul stratului II C, sînt alcătuite în general din marne nisipoase-cărbunoase, argile cărbunoase și în cea mai mare parte de nisip cenușiu micaceu fin, nisipuri marnoase etc.

b. Măsurătorile de presiune a gazelor de sonde subterane (tabela 1) au arătat că presiunea maximă a fost înregistrată la sonda S_8 (114 mm Hg), cea mai mică la sonda S_7 (16 mm Hg). Cu privire la acest parametru se poate spune că executarea forajelor subterane a provocat o destindere a zăcămîntului de gaze din orizontul nisipos de sub stratul II C, într-un timp relativ scurt (35 zile). Diagrama presiunilor medii din figura 5 ilustrează suficient de bine această concluzie.

Tabela 1

Rezultatele măsurătorilor de presiune a gazelor la sondele subterane

Sonda / Presiunea mm Hg	S_0	S_1	S_2	S_3	S_4	S_5	S_6	S_7	S_8	S_9	Presiunea pe oriz. nisipos
Maximă	52	80	82	90	89	197	101	110	114	66	
Minimă	38	38	25	42	37	36	34	16	42	43	
Medie	45	59	53	66	63	67	67	58	78	53	61

c. Măsurătorile de presiune la sondele hidrogeologice (8 H, 12 H) arată că acestea ar fi fost influențate de sondele subterane S_0...S_9. Acest lucru este relevat de scăderea presiunii gazelor la aceste sonde într-un timp foarte scurt (circa 35 zile) figurile 5 și 6.

d. Analiza conținutului procentual de CH_4 în sondele de la suprafață arată prezența acestui gaz în proporții de pînă la 98,5%, iar la cele subterane pînă la 94%. În afară de CH_4, analiza

selectivă efectuată de I.C.F.E. — filiala Gura Ocniței relevă prezența și a altor gaze : etan,

— în faza I, cînd numărul de sonde în funcțiune a fost mic, iar presiunea ridicată apare

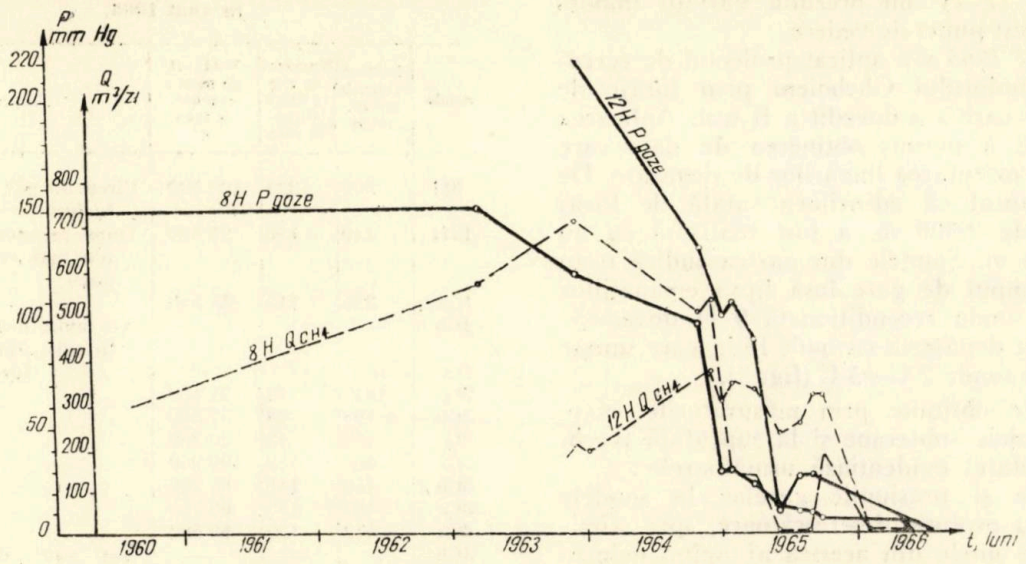


Fig. 6. Variația presiunii și a debitelor la sondele 8H și 12 H în perioada 1960—1966.

bioxid de carbon, azot, propan, butan, în proporții destul de ridicate (tabela 2).

Tabela 2

Analiza selectivă a gazelor din sondele subterane (executant I.C.F.E. filiala Gura Ocniței)

Compoziție / Sonda	Bioxid de carbon	Azot, %	Metan, %	Etan, %	Propan, %	Izobutan, %	Butan, %	Pentan, %
S_5	2,2	13,0	84,2	0,301	0,051	0,040	0,055	0,100
S_6	1,6	13,5	84,5	0,105	0,078	0,052	0,031	0,041
S_7	2,0	13,0	84,5	0,160	0,059	0,042	0,037	0,133
S_8	1,4	12,2	85,9	0,113	0,064	0,048	0,048	0,106

e. Cu privire la debitele de gaze măsurate în această perioadă se pot menționa următoarele :

normal ca debitele înregistrate să fie mari : 2 350 m³/zi la sonda S_5, 1 363 m³/zi la sonda S_4 etc. ;

— în faza a II-a, care marchează intrarea tuturor sondelor în funcție, se constată o micșorare bruscă a debitelor de gaz, ca urmare a repartiției aceluiași volum de gaz pe un număr de găuri mai mare ;

— în faza a III-a, debitele continuă să scadă, însă mult mai lent, apărînd în dese rînduri tendințe de menținere a debitelor la constant.

f. Sondele hidrologice de la suprafață, în această perioadă, au evoluat astfel (fig. 6) :

— sonda 8 H : de la 528 debitul a scăzut la 213 m³/zi, deci o descreștere la mai puțin de

Tabela 3

Debitele și conținuturile de metan măsurate la sondele subterane și la conducta de drenare (la suprafață) în anul 1964

Parametrii / Sonda	S_0	S_1	S_2	S_3	S_4	S_5	S_6	S_7	S_8	S_9	Conducta de drenare
Conținutul de CH_4, %											
S.C.S.M.	94	94	96	97	94	97	97,3	98	97,8	96,9	96,77
I.C.F.E. Cîmpina						84,2	84,5	84,5	85,9		
Debitul de metan m³/zi											
maxim	606	717	897	1 266	1 363	2 350	1 821	668	191	200	4 275
minim	236	268	400	536	385	525	374	90	16	46	2 340
mediu											
faza I	—	—	—	—	1 068	1 551	1 285	402	130	—	3 360
faza a II-a	288	400	513	677	511	689	502	144	39	120	3 107
faza a III-a	339	375	471	653	511	648	464	139	32	165	2 095
Debitul mediu de metan pe sondă m³/zi	313	387	492	668	698	974	750	228	67	142	2 854
Debitul mediu de metan al porțiunii de zăcămînt cercetate m³/zi	472										2 854

Observație : Debitele de metan măsurate la conducta de drenare la suprafață sînt orientative deoarece în diferitele faze ale cercetărilor prin ea se eliminau gazele de la un număr variabil de sonde (care intrau în exploatare în funcție de ritmu operațiilor de foraj).

jumătate, care concordă ca evoluție cu cea a presiunii ;

— sonda 12 H nu prezintă variații importante din acest punct de vedere.

2. *În anul 1965* s-a aplicat proiectul de cercetare a zăcămîntului Gheboieni prin foraje de la suprafață care s-a dovedit a fi util. Aplicarea lui întocmai a permis obținerea de date care vor servi la orientarea lucrărilor de degazare. De semnalat faptul că adîncimea totală de foraj proiectată de 2 300 m, a fost realizată cu un spor de 100 m. Sondele din partea sudică n-au delimitat cîmpul de gaze însă lipsa emanațiilor de gaze la sonda recondiționată 9 H dovedește că acesta nu depășește cu mult linia care unește grupurile de sonde 2 C—5 C (fig. 3).

Rezultatele obținute prin măsurătorile efectuate la sondele subterane și la suprafață (vechi și noi executate) evidențiază următoarele :

a. debitele și presiunile gazelor la sondele subterane au evoluție descrescătoare, spre sfîrșitul anului la unele din acestea ajungînd neînregistrabile. Acest lucru își are explicația în scăderea rezervei de gaze în această zonă, precum și în migrarea unei părți din acestea spre grupul de sonde 3 C din vîrful domului.

Debitul maxim înregistrat a fost de 810 m³/zi, presiunea a variat între 35 și 2 mm col. Hg.

b. Aanaliza geotehnică a probelor de rocă (200 probe) colectate la forarea sondelor de la suprafață în cele trei intervale nisipoase, reliefează preponderențele nisipurilor cu bobul fin și prăfoase (95%), cu porozitate (în medie 40,35%) și permeabilitate mare.

c. Existența unor noi falii diagonale și longitudinale care taie zăcămîntul prin centrul domului favorizează mișcarea și înmagazinarea gazelor în vecinătatea lucrărilor miniere din cîmpul Gheboieni (fig. 3).

d. Presiunile gazelor la sondele noi executate în nisipurile din cele trei intervale sînt mici. Cea mai mare presiune s-a înregistrat la sonda 3 Cc (circa 0,4 at) cea mai mică la sondele 1 Cb, 4 Cb, 5 Cc (cîțiva mm col. Hg).

Regimul presiunii a arătat, o tendință generală de micșorare în timp a acestui parametru (fig. 7).

e. Debitele maxime de metan la sondele noi executate variază între 236 m³/zi (1 Ca) și 1 635 m³/zi (5 Cb). Sondele cu degajări înregistrabile sînt 1 Ca, 2 Ca, b, c ; 3 Ca, b, c ; 4 Ca ; 5 Cb, 8 H și 12 H (tabela 4).

Urmărirea evoluției debitelor de gaze în cursul anului 1965, eliminînd cele cîteva situații de coborîre a curbelor sau de menținere la valori aproximativ constante, arată că pe întreg cîmpul Gheboieni acestea cresc (fig. 8). În mod normal tendinței de descreștere a presiunii gazelor îi corespunde o scădere a debitelor. Situația aparent contradictorie s-ar putea datora creării în nisipurile din jurul sondelor a unor canale de drenare a gazului din ce în ce mai largi.

Tabela 4

Debitele medii și volumele de metan la sondele de la suprafață în anul 1965.

Sonda	Debitul mediu de metan, m³/zi	Numărul de zile în funcțiune în 1965	Volumul de metan evacuat în 1965 m³	Observații
8H	300	335	100 500	Circa 30 zile sonda a stat închisă.
12H	149	170	25 300	După recondiționare sonda n-a mai avut degajări gaze
1Ca	335	115	38 550	—
1Cb	—	—	—	N-a avut degajări de gaze înregistrabile
1Cc	—	—	—	Idem
2Ca	481	44	21 150	
2Cb	1 198	48	57 500	
2Cc	482	42	20 250	
3Ca	663	152	100 950	
3Cb	456	145	66 200	
3Cc	467	130	60 750	
4Ca	512	130	66 500	
4Cb	—	—	—	N-a avut degajări înregistrabile
4Cc	—	—	—	„
5Ca	—	—	—	„
5Cb	1 089	75	81 700	„
5Cc	—	—	—	„

Volumul total de metan = 639 500 m³

f. Analiza gazelor arată prezența metanului în proporția cea mai mare (79—98%) la sondele cu debitare continuă și în concentrații mici la celelalte 0,24—15% sonde vechi recondiționate). Analizele selective ale gazelor indică prezența etanului (0,137%) propanului (0,81%), butanului (0,122%), pentanului (0,122%), ceea ce demonstrează din nou proveniența petrolieră a gazelor migrate din oligocen în dacianul carbonifer.

g. Măsurătorile comparative de ansamblu au scos în evidență ușurința deplasării gazelor prin nisipuri pe distanțe mari, cuprinse între 100 și 350 m. Aceasta este consecința porozității și permiabilității mari. Concluzia de mai sus reprezintă un însemnat ajutor la experimentarea drenării prin vacuumare, cu care ocazie se va dovedi eficiența degazării zăcămîntului cu sonde plasate în roci nedestinse.

Forajele noi, executate la suprafață, au pus în evidență existența a 3 intervale nisipoase gazeifere : sub stratul 1 C între stratul I și II C și între straturile II și III C, alcătuite fiecare din unul sau mai multe straturi de nisip (fig. 4).

3. *În anul 1966* s-au continuat măsurătorile sistematice pentru a stabili regimul presiunilor și debitelor de gaze, posibilitățile de migrare a gazelor din zăcămîntul primar, precum și condițiile de aplicare a drenării gazelor prin metode adecvate.

Presiunile și debitele de gaze la toate sondele din cîmpul Gheboieni sînt într-o continuă scădere (fig. 5, 6, 7, 8). Din cele 25 sonde exe-

cutate la suprafață (15) și în subteran (10) au presiuni de gaze numai 9 sonde variind de la cîțiva mm Hg pînă la 88 mm Hg (sonda 3 Ca), iar debite între 208 și 625 m³/zi numai la 4 sonde. La celelalte sonde s-au constatat emanații slabe, intermitente.

Regimul presiunilor și debitelor de gaze în

La sondele care au debitat gaze sau prezintă încă degajări continue de gaze, analizele de laborator indica variația unui conținut de metan cuprinsă între 44 și 94%, preponderentă fiind proporția de circa 80%.

În cursul acestui an prin sondele subterane s-au evacuat în atmosferă circa 106 mii m³ me-

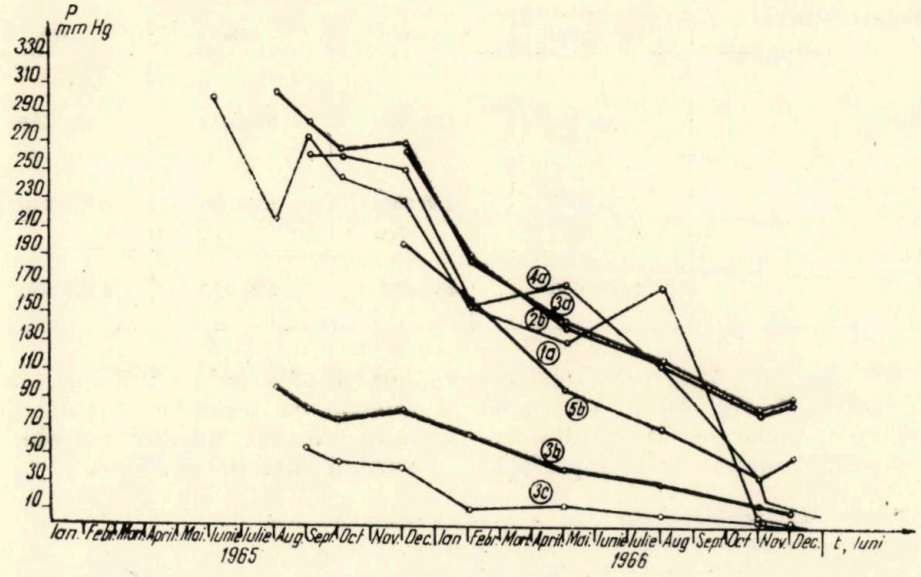


Fig. 7. Variația presiunii medii a gazelor la sondele de cercetări de la suprafață pe perioada 1965—1966.

cîmpul Gheboieni este bine reprezentat prin grupul de sonde 3C, caracterizat printr-o evoluție descrescătoare mai puțin rapidă ca la alte grupuri de sonde (fig. 7 și 8). De menționat

tan și prin cele de la suprafață circa 1 mil. m³ în total circa 1,19 mil. m³ metan.

Elementele oferite de sondele de la suprafață și din subteran (grosimea medie a nisipu-

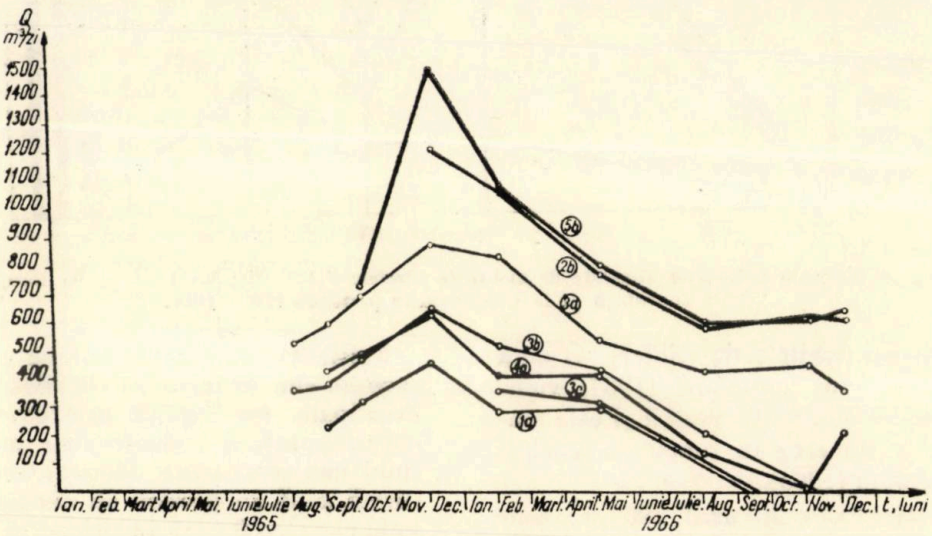


Fig. 8. Variația debitelor medii ale gazelor la sondele noi forate la suprafață pe perioada 1965—1966.

faptul că, în timp ce gazele din porțiunile marginale ale cîmpului au migrat și continuă să migreze spre centrul domului, se constată o ușoară alimentare din zăcămîntul primar de gaze.

rilor, porozitatea, suprafața afectată de gaze, presiunea medie a gazelor) au permis anteevaluarea rezervei de gaze, calculată la circa 14 mil. m³ metan. În perioada 1960—1966 s-a

evacuat la suprafață, sub presiunea proprie a gazelor, cantitatea de circa 14 mil. m³ metan. În perioada 1960—1966 s-a evacuat la suprafață, sub presiunea proprie a gazelor, cantitatea de circa 3,85 mil. m³, din care 78% prin sondele de la suprafață (tabela 5, fig. 9). În figura 9 curbele au porțiuni cu evoluție descrescătoare. În perioada 1963—1964 sondele de la suprafață

dacian, însă se apreciază că aceasta este de mică intensitate.

Mișcarea gazelor în cadrul orizonturilor nisipoase daciene, prin măsurătorile efectuate în curs de doi ani, s-a dovedit a avea loc între sondele cu presiune mare și cele cu presiune mică. Această mișcare s-a observat pe distanțe variind între 100 și 350 m.

Tabela 5

Volumele absolute de metan evacuate din zăcămînt în perioada 1960—1966

Locul degajării metanului	Volumele de metan, m³				
	1960—1963	1964	1965	1966	Total 1960—1966
SUBTERAN					
sonde și lucrări miniere	200 000	188 000	340 000	105 660	833 660
SUPRAFAȚA					
sonde vechi și noi executate	1 000 000	293 850	639 350	1 083 870	3 017 070
TOTAL GENERAL					
(subteran + suprafață)	1 200 000	481 850	979 350	1 189 530	3 850 730

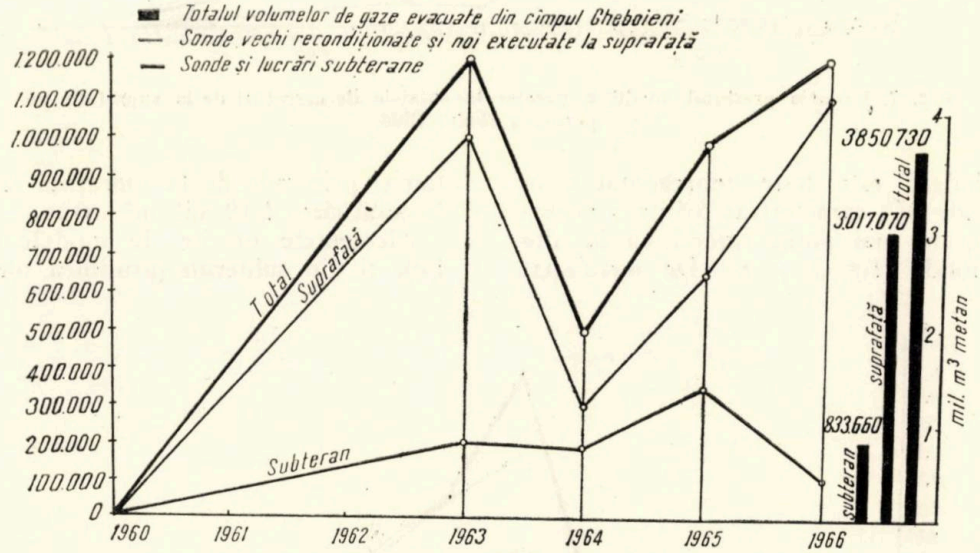


Fig. 9. Variația volumelor absolute de metan la sondele și lucrările subterane și la forajele de la suprafață de la Gheboieni în perioada 1960—1966.

8 H și 12 H aveau debitele de scădere. O dată cu executarea sondelor subterane (1964) volumul total de metan începe să crească și este amplificat apoi prin intrarea în funcțiune a forajelor de la suprafață (1965).

Dintre ipotezele emise în anul 1963 se constată ca fiind verificată (în baza rezultatelor de pînă în prezent) ipoteza care consideră că faliile de legătură între dacian și oligocen ar fi închise și o alimentare cu gaze pe aceste căi, actualmente nu mai există.

Nu este exclusă o suplimentare cu gaze prin fisurile și crăpăturile existente pe fundamentul

Existența unor zone captive de gaze, și ape, care nu sînt în legătură cu orizonturile nisipoase principale, nu implică probleme deosebite, deoarece gazele din aceste zone nu pot avea presiuni mai mari decît cea mai mare valoare măsurată pînă în prezent în cîmpul Gheboieni (la sonda 3 Ca; 0,4 at în orizontul nisipos de sub stratul I de cărbune).

Studiul limitelor zonelor gazeifere din cîmpul Gheboieni a dovedit că această problemă nu prezintă nici un fel de influență asupra oportunității drenării. Drenarea este condiționată în primul rînd de debitul relativ și conținutul de gaze din atmosfera minei. Debitul relativ de

metan pe cîmpul Gheboieni, antecalculat la valoarea 1,1 m³/t cărbune din rezervă, este într-adevăr o cifră informativă şi arată că rezervele de gaze şi de cărbune se află în raport aproximativ de 1 : 1 ; la acest raport în cazul minelor de huilă nu se preconizează drenarea. Cu toate acestea, la lucrările de deschidere şi pregătire executate pînă în prezent în cîmpul Gheboieni, s-au semnalat dificultăţi explicate prin caracteristicile de zăcămînt cu totul aparte (porozitatea şi permeabilitatea sînt foarte favorabile mişcării rapide a gazelor, contctul direct

— porozitatea mare a nisipurilor poate fi asimilată cu starea de fisurare a rocilor învecinate, destinse ca urmare a lucrărilor de exploatare, caracteristice zăcămîntului de huilă ;

— lucrările miniere de pregătire pot fi degazate cu foraje executate în avans, în zone nedestinse ;

— nu are termeni de comparaţie deoarece nici în ţara noastră şi nici în străinătate nu există o experienţă în ceea ce priveşte degazarea unui zăcămînt în condiţiile geo-tehnice menţionate.

Concepţia generală în vederea degazării zăcă-

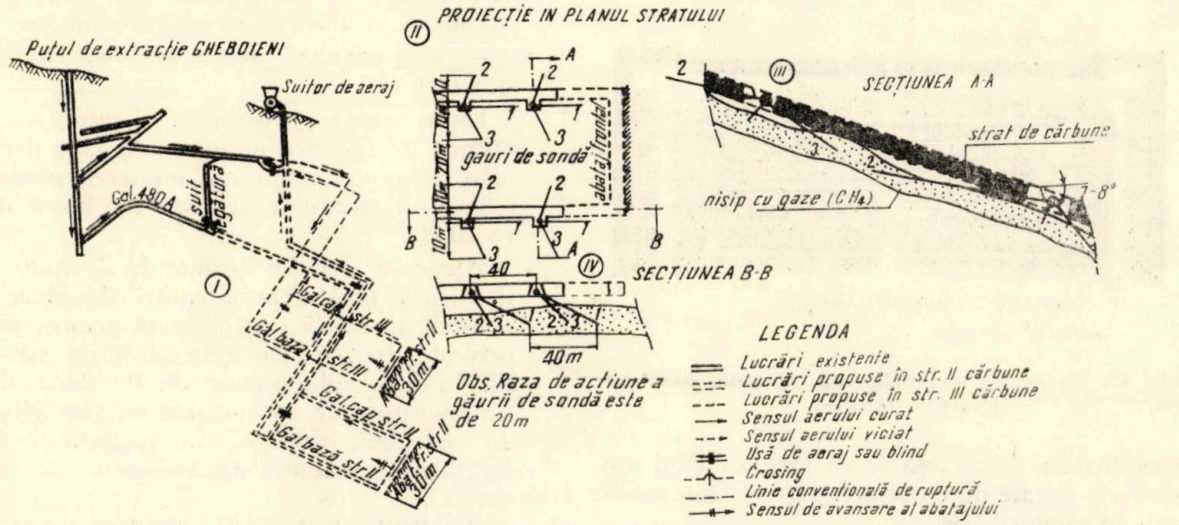


Fig. 10. Schema izometrică a lucrărilor existente şi propuse pentru experimentarea drenării gazelor (I); metoda de drenare propusă pentru lucrările de înaintare şi abataj (II, III, IV).

între cărbune şi stratul de nisip etc.). De aceea este foarte probabil ca, în cazul acestor zăcăminte, în timpul exploatării să apară debite relativ ridicate care să facă necesară folosirea metodei de drenare.

Lucrările miniere de pregătire au fost oprite din cauza pericolului iminent al gazelor, pericol care ar putea apărea din nou în cazul reluării activităţii la această mină. Pentru a putea face faţă acestei situaţii este necesară proiectarea şi construirea unei staţii de drenare care să permită evacuarea gazelor. Cu acest prilej se vor putea experimenta diferite metode de degazare şi constata eficienţa drenării gazelor.

Experimentarea eficientă şi aplicarea unor metode de degazare se poate face numai în condiţia reluării activităţii miniere şi construcţiei staţiei de drenare.

Degazarea zăcămîntului de lignit de la Gheboieni (de sigur sînt neverosimili termenii *degazare* şi *lignit*) apare ca o problemă nouă în activitatea minieră din ţara noastră. Acest zăcămînt reprezintă un caz special din următoarele motive:

— metanul ce urmează a fi captat nu provine din straturile de lignit exploatate sau însoţitoare ci din nisipuri situate în vecinătatea straturilor de cărbune ;

mîntului Gheboieni, cuprinde în contexul ei următoarele rezolvări (fig. 10) :

a. La executarea în continuare a lucrărilor de pregătire, captarea metanului din nisipurile din apropiere se preconizează să se realizeze cu ajutorul unor sondaje forate în avans *1* situate într-un plan aproximativ paralel cu direcţia de înaintare şi înclinate în jos, respectiv cu foraje

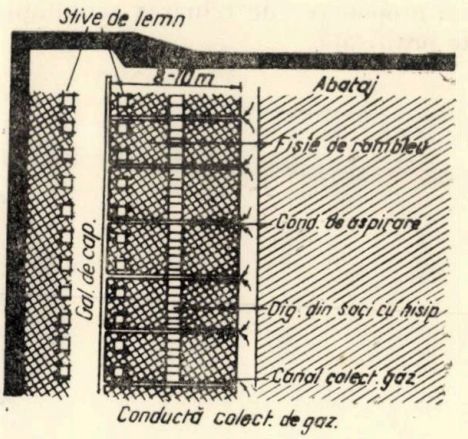


Fig. 11. Drenarea metanului cu ajutorul canalelor de colectare.

amplasate lateral *2, 3,* spre interiorul panoului ce urmează a fi exploatat (II, III, IV).

b. În faza de exploatare a stratelor de cărbune se intrevede că, datorită forajelor laterale *(2, 3)* executate şi legate la reţeaua de drenare încă din timpul efectuării lucrărilor de pregătire, nu va mai fi nevoie de o degazare propriu-zisă a panoului. Se presupune că metoda de degazare preconizată va asigura evacuarea unei importante cantităţi de gaze din zona ocupată de panoul de exploatare II.

c. În cazul în care experimentările vor demonstra insuficienţa metodelor de mai sus, în faza

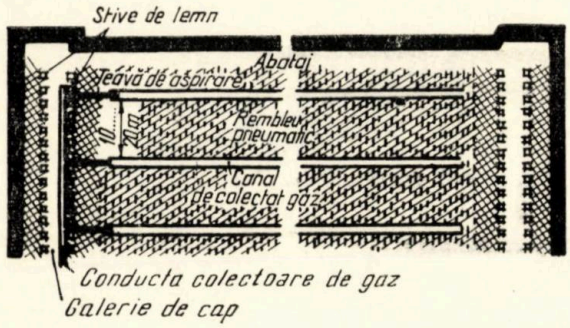


Fig. 12. Drenarea metanului cu ajutorul canalelor lăsate în rambleu.

de exploatare degazarea se va face aplicînd procedeul cu canale de colectare (fig. 11) sau canale lăsate în rambleu (fig. 12).

Concluzii

Rezultatele obţinute pînă în prezent justifică necesitatea cercetărilor efectuate, atît tehnic cît şi economic.

Pentru lucrările de drenare, ce se propun a fi executate, au fost obţinuţi parametrii necesari proiectării unei staţii de drenare corespunzătoare zăcămîntului Gheboieni.

Măsurătorile efectuate pînă în prezent nu relevă iminenţa unui pericol datorită presiunii gazelor şi propunerea de reluarea activităţii miniere este justificată.

Proiectarea, construirea şi experimentarea unei staţii de drenare este justificată prin faptul că :

— în timpul executării lucrărilor miniere de pregătire şi abataj, spre suprafeţele libere pot migra cantităţi mari de metan care nu vor putea fi stăpînite prin aeraj ;

— drenarea gazelor prin foraje executate în stratul de nisip gazeifer, a cărui porozitate mare poate fi asimilată cu destinderea rocilor specifică zăcămintelor de huilă (în care se aplică în mod curent drenarea) se consideră că va fi eficientă ;

— zăcămîntul secundar de gaze din dacian este izolat de cel primar din oligocen şi actualmente o alimentare cu gaze nu mai are loc ;

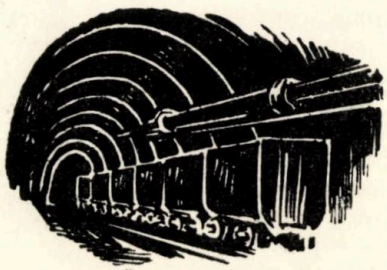
— este necesară accelerarea evacuării gazelor din zăcămînt.

Experimentarea drenării şi alegerea metodei optime de drenare nu se poate face decît numai prin reluarea activităţii miniere, pentru prima fază propunîndu-se schema de lucru din figura 10 (I).

Alegerea metodei optime de drenare nu poate fi făcută fără experimentări deoarece în ţara noastră nu există o experienţă proprie în ceea ce priveşte drenarea în general şi cu atît mai puţin în condiţiile aparte de la mina Gheboieni (în literatura de specialitate nu sînt citate cazuri de aplicarea drenării în zăcăminte de lignit afectate de metanul zăcămintelor de ţiţei învecinate).

Condiţiile de la mina Gheboieni relevă posibilitatea aplicării drenării atît de la suprafaţă, cît şi din subteran. Drenarea de la suprafaţă este impusă prin folosirea sondelor existente (în special a celor care încă au emanaţii de gaze), executate pentru cercetarea gazelor, cea din subteran apare ca foarte oportună în timpul executării lucrărilor miniere.

Un calcul economic sumar arată că pentru lucrările de degazare executate pînă în prezent, preţul de cost al drenării este de circa 0,20 lei/t din rezerva de cărbune de bilanţ, ceea ce justifică suficient acest efort efectuat pentru reducerea cantităţii gazului degajat în lucrările viitoarei mine Gheboieni.



INFORMAȚII

Dezvoltarea industriei carbonifere în Bulgaria

Față de unele țări înaintate, în Bulgaria industria carboniferă a început să se dezvolte abia după eliberarea țării de sub dominația turcă (1877—1878). Concomitent cu dezvoltarea transportului pe calea ferată și a industriei, nevoia de cărbuni creștea, iar extracția anuală sporea, atingînd în anul 1939 un nivel de 1 539 mii t. Cea mai mare producție de cărbuni înainte de 9 septembrie 1944, data eliberării de sub jugul fascist, a fost obținută în anul 1943 și anume 3 847 984 t.

Pînă la 9 septembrie 1944 cea mai mare praducție de cărbuni o aveau minele de stat Pernik, sub a căror conducere erau și minele Bobovdol și Mariţa. Dintre minele particulare o dezvoltare relativ mai bună o aveau minele Pirin și Cerno More, pentru cărbune brun și Bădește, Lev și Tvărdița, pentru huilă.

În perioada menționată, dezvoltarea tehnică a industriei carbonifere în Bulgaria purta amprenta înapoierii economice generale a țării. Minele de cărbune erau la un nivel tehnic foarte redus — aproape toate procesele de producție de bază și auxiliare se efectuau manual. Aerajul și evacuarea apei se făceau în mod primitiv. Se exploatau, în primul rînd, stratele de calitatea cea mai bună, aflate în apropiere de suprafață, fără a se urmări aplicarea unor metode raționale de exploatare, criteriul principal al exploatării fiind realizarea de beneficii.

Atît statul, cît și proprietarii minelor particulare nu acordau aproape nici o atenție protecției muncii și tehnicii securității, care erau la un nivel redus. Muncitorii erau supuși celei mai sălbatice exploatări — ziua de muncă nenormată, retribuția mică, plată neregulată, asigurări sociale necorespunzătoare.

După victoria populară de la 9 septembrie 1944 și după crearea industriei grele în țară, s-a impus și s-a dezvoltat într-un ritm rapid și baza termo-energetică. În acest scop, încă din primii ani ai puterii populare, s-a acordat o atenție deosebită dezvoltării industriei carbonifere, s-a trecut la studierea multilaterală a bogățiilor subterane, s-a extins construcția de noi mine în bazinele carbonifere Pernik, Balcan, Bobovdol și Svoghe. De asemenea, s-au extins aproape toate minele existente. Au fost create noi capacități și producția de cărbune a început să sporească continuu. Cifrele de mai jos exprimă dinamica extracției de cărbune : în anul 1944 s-au obținut 3 014 mii t., în anul 1963 — 21 910 mii t., iar în anul 1965 — 28 420 mii t.

În anii puterii populare a crescut în mod simțitor extracția de lignit. În anul 1964 a intrat în exploatare prima carieră utilată modern din bazinul Mariţa — Iztok — Traianovo 1, iar în anul 1965 a intrat în exploatare cariera Traianovo 2, din același bazin, cu o producție anuală de 15 mil t. În construcție este și cariera Traianovo 3.

Carierele din bazinul Mariţa — Iztok se construiesc la un înalt nivel tehnic, încărcarea și transportul cărbunilor, precum și lucrări de deschidere făcîndu-se complet mecanizat cu excavatoare cu rotor de mare capacitate, excavatoare cu cupă și locomotive electrice.

Nevoile crescînde ale țării au impus executarea importantelor lucrări de extindere a bazinului carbonifer Balcan. Prin construirea și punerea în funcțiune a unui mare număr de mine într-o perioadă de 8 ani, producția de cărbune din acest bazin a sporit aproximativ de trei ori.

Zăcămintele de cărbuni din Bulgaria sînt caracterizate printr-un conținut mare de cenușe și o putere calorică redusă, în special în ceea ce privește cărbunii bruni, cu care se satisfac nevoile de bază ale industriei, transportului și populației. Pentru îmbunătățirea calității cărbunilor au fost construite uzine de preparare la Pernik și Tvărdița. O dată cu intrarea în funcțiune a fabricii de brichete Mariţa — Iztok, a început brichetarea lignitului. În acest fel, pentru nevoile populației se produce un combustibil acceptabil din punct de vedere calitativ. În construcție sînt uzinele de preparare din bazinul carbonifer Svoghe și Bobovdol.

În ultimii ani, la exploatările subterane de cărbuni au fost introduse o serie de perfecționări. De regulă, se aplică metoda de exploatare cu front lung cu surparea tavanului, care dă o productivitate ridicată a muncii. Aproape pretutindeni transportul a fost mecanizat. Un mare avînt a luat automatizarea și înzestrarea instalațiilor de transport și de evacuare a apei cu comandă de la distanță. De regulă, în abataj se aplică susținerea metalică. În anul 1964 s-a făcut o experimentare reușită a combinei reconstruite Donbas, cu folosirea susținerii mecanizate, de construcție bulgară. Aceasta a permis sporirea productivității muncii și reducerea prețului de cost al producției.

După victoria revoluției socialiste, grija pentru crearea de condiții de securitate a muncii minerilor, a devenit o politică de stat. Condițiile de muncă în mine s-au îmbunătățit simțitor. Securitatea s-a mărit în mare măsură, deoarece metoda de exploatare cu front lung asigură două ieșiri pentru muncitori, o bună aerisire și un control eficace al tavanului. Minele au fost dotate cu ventilatoare necesare pentru aerajul principal și secundar. Pușcarea găurilor de mină se efectuează potrivit fișei tehnice, în condițiile de securitate a muncitorilor, iar procesele grele și cu un mare volum de muncă sînt mecanizate. Astfel, în locul muncii manuale din trecut, pretutindeni cărbunii se transportă azi cu transportoare cu benzi, locomotive electrice cu acumulatoare și de contact, sau funii fără fine. Toate minele amenințate de pericolul de gaze sînt dotate cu utilaj antigrizutos.

În ultimii ani, s-a acordat o atenție deosebită combaterii prafului, pentru a prevenit îmbolnăvirea minerilor de silicoză. În acest scop, concomitent cu realizarea unui aeraj activ, s-a introdus perforarea umedă, umezirea cu jeturi de apă, burajul cu apă etc.

Potrivit perspectivei generale de dezvoltare a Republicii Populare Bulgaria, pe anii 1961—1980, se prevede că în anul 1970 se vor produce 45,1 mil t, iar în anul 1980 — 83 mil t cărbune.

Pentru realizarea acestui program se prevede sporirea ritmului lucrărilor de prospecțiune, în vederea identificării de noi zăcăminte de cărbuni. Se vor termina

studiile privind bazinele din Razlog, Oranovo și Sofia. Se vor construi mai multe mine noi, ca Traianovo 3, Traianovo 4, Traianovo 5—6 și Traianovo 7, în bazinul Mariţa — Iztok.

În anii viitori, producţia de cărbuni din cariere se va mări, astfel că în anul 1980 ponderea acesteia să atingă circa 79% din producţia totală.

Orientarea de bază în dezvoltarea minelor de cărbuni va fi mecanizarea lucrărilor de săpare și încărcare. Din Uniunea Sovietică au fost furnizate trei complexe mecanizate OMK-Tula, cu care se fac primele experimentări în această direcţie. Paralel cu aceasta, se vor face experienţe și pentru aplicarea combinelor cu tăiere în fișii înguste cu susţinere metalică în consolă și transportoare corespunzătoare.

În vederea economisirii materialului lemnos, se aplică tot mai mult susţinerea metalico-hidraulică și mecanică în abataj și susţinerea cu segmenţi de oţel, blocuri de beton și inele de metal în galerii.

Astăzi, în Republica Populară Bulgaria există toate condiţiile ca industria carboniferă să se dezvolte într-un ritm rapid. În acest scop, se alocă investiţii importante, care vor asigura producţia cărbunilor de calitate pentru satisfacerea nevoilor producţiei de energie, a industriei, transportului și a consumului populaţiei.

P. Boichinski
R. P. Bulgaria

Plenara Consiliului Naţional al Inginerilor și Tehnicienilor

În ziua de 6 februarie 1967 s-au desfășurat în Bucureşti lucrările plenarei Consiliului Naţional al Inginerilor și Tehnicienilor din Republica Socialistă România.

La plenară au luat parte membrii consiliului, iar ca invitaţi — membri ai birourilor executive ale comitetelor uniunilor sindicatelor pe ramuri de producţie, responsabili ai unor comisii ale inginerilor și tehnicienilor de pe lîngă consiliile locale ale Uniunii Generale a Sindicatelor din Republica Socialistă România și comitetele sindicale, oameni de știinţă, cadre didactice din învăţămîntul superior, redactori ai revistelor tehnice, ingineri și tehnicieni din ministere și din unele întreprinderi, reprezentanţi ai unor instituţii centrale și ai presei.

La lucrările plenarei au participat tovarășul *Constantin Drăgan*, membru al Comitetului Executiv al C.C. al P.C.R., preşedintele Consiliului Central al U.G.S.R., tovarășa ing. *Larisa Munteanu*, secretar al Consiliului Central al U.G.S.R., prof. dr. ing. *Constantin Dinculescu*, membru corespondent al Academiei Republicii Socialiste România, rectorul Institutului Politehnic din Bucureşti, preşedintele C.N.I.T., academician *Remus Răduleţ*, vicepreşedinte al Academiei Republicii Socialiste România și al Comitetului Naţional al Cercetării Știinţifice, prof. ing. *Gheorghe Vanci* de la Institutul Politehnic, conf. ing. *Oliviu Rusu*, vicepreşedinte al C.N.I.T., conf. ing. *Constantin Negoiţă*, secretar C.N.I.T., ing. *Vasile Scripăţ*, director general al D.G.M.R. din Ministerul Minelor, preşedintele secţiei mine, conf. ing. *Dan Lubenescu*, șeful Oficiului de documentare și publicaţii tehnice din Ministerul Minelor, vicepreşedintele secţiei mine, ing. *Neagu Florea*, directorul IPROMIN ș. a.

Din darea de seamă prezentată de prof. ing. *Constantin Dinculescu*, preşedintele C.N.I.T., ca și din cuvîntul numeroșilor participanţi la discuţii, a reieșit că sub îndrumarea Comitetului Executiv al Consiliului Central al Uniunii Generale a Sindicatelor din România, activitatea Consiliului Naţional și a comisiilor inginerilor și tehnicienilor s-a dezvoltat, a răspuns mai bine cerinţelor producţiei, contribuind la realizările pe care oamenii muncii le-au obţinut în îndeplinirea planului pe anul 1966.

Au fost apreciate, în acest sens, numeroasele manifestări tehnico-știinţifice (sesiuni, consfătuiri, simpozioane), organizate de C.N.I.T. împreună cu ministerele, care au prilejuit numeroșilor participanţi să examineze problemele actuale din domenii diferite și să vină cu soluţii pentru aplicarea noutăţilor tehnice în producţie.

Scoţînd în evidenţă contribuţia C.N.I.T. la organizarea superioară a producţiei și a muncii, s-a pus accentul asupra aplicării metodelor matematice și a tehnicii moderne de calcul cu ajutorul mașinilor electronice.

Un loc important în lucrările plenarei l-a ocupat activitatea obștească, desfășurată de cadrele tehnice în domeniul sprijinirii inventatorilor, în propagarea cunoștinţelor tehnice și perfecţionarea pregătirii profesionale.

Participanţii la plenară au dezbătut activitatea desfășurată de C.N.I.T. pentru promovarea progresului tehnic în producţie și sarcinile ce îi revin în mobilizarea inginerilor și tehnicienilor în realizarea planului de stat pe anul 1967, în lumina obiectivelor stabilite de Plenara C.C. al P.C.R. din 21—23 decembrie 1966, cu privire la ridicarea calitativă a întregii activităţi economice.

Au luat cuvîntul *Oliviu Rusu*, vicepreşedinte al C.N.I.T., prof. academician *Aurel Avramescu*, *Iosif Avram*, *Răchitan*, *C.*, vicepreşedinte al Comitetului de Stat pentru Muncă și Salarii, prof. ing. *Gheorghe Constantinescu* de la Institutul de petrol, gaze și geologie, vicepreşedinte al secţiei petrol, ing. *Vasile Scripăţ*, director general al D.G.M.R. din Ministerul Minelor, preşedinte al secţiei mine, V. Cătuneanu, vicepreşedinte al secţiei transporturilor și telecomunicaţiilor, *Vladimir Popovici* de la Școala politehnică din Timișoara ș. a.

Dezbaterile au prilejuit un larg schimb de păreri privind perfecţionarea formelor de mobilizare a intelectualităţii tehnice în vederea desfășurării unei activităţi obștești mai rodnice, în scopul înfăptuirii sarcinilor economice actuale. Au fost examinate astfel modalităţile concrete prin care inginerii și tehnicienii pot contribui și mai mult la sporirea eficienţei întregii activităţii economice a întreprinderilor industriale și agricole. Din dezbateri au rezultat numeroase propuneri referitoare la introducerea pe scară largă a unor procedee tehnologice moderne și a unor forme superioare de organizare a producţiei și a muncii, la dezvoltarea activităţii inventatorilor, perfecţionarea și specializarea cadrelor, îmbunătăţirea activităţii de documentare și propagandă tehnică.

Pentru traducerea în viaţă a sarcinilor ce revin Consiliului Naţional al Inginerilor și Tehnicienilor, plenara a adoptat un plan de măsuri, care prevede principalele direcţii spre care își va îndrepta activitatea C.N.I.T., manifestările prevăzute fiind axate pe cele mai importante probleme indicate de plenara C.C. al P.C.R. din decembrie 1966 și care urmăresc, în special, ridicarea nivelului calitativ al întregii activităţi economice.

★

În încheierea lucrărilor plenarei, tovarășul *Constantin Drăgan*, președintele C.C. al U.G.S.R., după ce a transmis celor prezenți și întregii intelectualități tehnice din țara noastră un călduros salut din partea Comitetului Executiv al Consiliului Central al Uniunii Generale a Sindicatelor, a apreciat analiza temeinică făcută în plenară a activității desfășurate de C.N.I.T. și de comisiile inginerilor și tehnicienilor. Relevînd spiritul de răspundere, competența cu care au fost discutate aspectele multiple ale activității obștești a cadrelor tehnice, hotărîrea tuturor participanților de a-și spori contribuția la înfăptuirea sarcinilor din planul de stat, pe linia importantelor obiective ale plenarei din decembrie 1966 a C.C. al P.C.R., a subliniat unele aspecte ale conținutului și metodelor muncii obștești pe linia tehnică, pentru ca ea să devină mai vie și mai concretă și să-și aducă aportul la ridicarea calitativă a întregii activități economice. În continuare, a accentuat necesitatea modernizării și perfecționării mașinilor și utilajelor, pentru a le aduce continuu la nivelul celor mai bune produse de pe plan mondial, folosind mai bine și dezvoltînd mereu contribuția românească în domeniul științelor tehnice. Vorbitorul a arătat apoi că în întreprinderi sînt încă mari rezerve a căror folosire integrală, pe baza unei organizări superioare a producției, pot spori considerabil realizările.

Activitatea inventatorilor și inovatorilor trebuie să fie stimulată și sprijinită în mai mare măsură de comisiile inginerilor și tehnicienilor pentru a contribui, prin valoroasele propuneri ce se fac, la asimilarea unor produse cu parametri ridicați, la perfecționarea celor în fabricație, la înlocuirea unor materiale scumpe și deficitare.

În încheiere, tovarășul *Constantin Drăgan* și-a exprimat convingerea că intelectualitatea noastră tehnică nu va precupeți nici un efort, își va pune întreaga capacitate și pricepere în slujba măreței opere pe care o înfăptuiesc oamenii muncii — desăvîrșirea construcției socialismului — urînd cadrelor tehnice spor la muncă și deplin succes în activitatea de viitor.

★

În cadrul ședințelor de lucru pe secții de specialitate, care au avut loc după închiderea plenarei, cu care prilej a fost definitivat planul de activitate pe anul 1967, secția de mine s-a întrunit sub președinția tov. ing. Vasile Scripăț, președintele secției, care a arătat că din planul de muncă al anului 1966 care a cuprins 10 acțiuni, au fost realizate 8, iar cele 2 rămase au fost incluse în planul de activitate pe anul curent, care cuprinde următoarele acțiuni :

a) *Sesiuni tehnico-științifice pe următoarele teme :*

1. Extinderea susținerii metalice și a mecanizării în minele de lignit, martie, 1966 — Craiova ;

2. Rezultate ale cercetării în domeniul tehnicii securității în minerit, mai, 1966 — Petroșani ;

3. Valorificarea metalelor rare și disperse din minereuri indigene, septembrie, 1966 — București ;

4. Noi rezultate în cercetările pentru extracția și valorificarea substanțelor minerale utile, octombrie, 1966 — București ;

b) *Simpozioane :*

1. Progresele tehnice realizate în activitatea de prospecțiuni și explorări miniere, în vederea dezvoltării bazei de materii prime minerale, septembrie, 1966 — Cluj ;

2. Explozivitatea prafului de cărbune și combaterea lui, noiembrie, 1966 — Petroșani.

S-au purtat discuții în legătură cu desemnarea de către conducerea Ministerului Minelor a responsabililor fiecărei acțiuni, a datelor și locurilor unde se vor organiza sesiuni, consfătuiri, simpozioane, schimburi de experiență etc., precum și a detalierelor la programarea acestora. O preocupare deosebită a secției de mine va face obiectul elaborării din vreme a materialelor tipărite ce urmează a fi pregătite pentru Conferința națională a inginerilor și tehnicienilor din industria minieră, care va avea loc în octombrie 1968, la care vor participa și invitați străini.

Ing. **M. Vrînceanu**

Programul prealabil al celui de-al cincilea Congres internațional minier

11 iulie 1967

Ședința I 9,00—13,00

A. Planificarea, conducerea și economia în industria minieră

A_1 Crearea minelor de cărbuni complet mecanizate și automatizate pe baza realizărilor noi a științei și tehnicii noi

L. E. Grafov — U.R.S.S.

A_2 Construcția marilor combinate miniere în Polonia

B. Krupinski — Polonia

A_3 Aplicarea mașinilor electronice de calcul pentru rezolvarea problemelor miniere în Marea Britanie

P. G. Tregelles — Marea Britanie

A_4 Aplicarea mașinilor electronice de calcul pentru rezolvarea problemelor miniere în R.F.G.

W. Schmidt — Koehl — R.F.G.

A_5 Metode analitice la proiectarea și dirijarea întreprinderilor miniere

R. Bromowicz și A. Lisowski — Polonia

A_6 Alegerea amplasării optime a lucrărilor de pregătire, folosirea și întreținerea lor

A. Proust — Franța

Ședința a II-a 14,30—18,00

B. Progresul tehnic în exploatările la zi

B_1 Crearea marilor exploatări la zi de cărbune cu o producție anuală de 40—60 mil. tone pe baza tehnicii noi

N. U. Melnikov — U.R.S.S.

B_2 Exploatarea la zi a cărbunelui brun în Cehoslovacia

K. Kubec — Cehoslovacia

B_3 Noul în exploatarea la zi a cărbunelui în S.U.A.

E. Berg, B. Kocianovski și J. Reilly — S.U.A.

B_4 Starea modernă a tehnicii lucrărilor de exploatare la zi în Republica Democrată Germană

H. Härtig — R.D.G.

B_5 Progresul tehnic în excavările de exploatare la zi a zăcămintelor de minereu în URSS şi căile de accelerare a acestuia.

M. G. Novojilov — U.R.S.S.

12 iulie 1967

Şedinţa a III-a 9,00—13,00

C. **Exploatarea cărbunelui la adîncimi mari**

C_1 Exploatarea cărbunelui la adîncimi mari

A. Houberechts P. Stassen — Belgia

C_2 Cercetări în domeniul lucrărilor miniere la orizonturi adînci în Republica Sud Africană

N. G. Cook, H. G. Denkhaus, U. S. Rapson — R.S.A.

C_3 Exploatarea zăcămintelor utile la adîncimi mari în India

K. N. Sinha, B. Singh — India

C_4 Aplicarea noului utilaj la minele de zinc şi plumb la minele compania „Monteponi şi Montevekkio" în Sardinia

A. Morra — Italia

C_5 Metode de exploatare cu rambleiere la minele de minereuri din Suedia

S. Ando — Suedia

C_6 Conducerea lucrărilor miniere la orizonturile adînci din Republica Sud Africană

F. G. Hill, J. B. Mudd — R.S.A.

Şedinţa a IV-a 14,30—18,00

D. **Perfecţionarea metodelor de exploatare subterană**

D_1 Exploatarea zăcămintelor de minereuri prin metoda surpării în subetaje în Suedia

I. Janelid, R. Kvapil — Suedia

D_2 Perfecţionarea metodei subterane de exploatare a zăcămintelor de cărbune şi de minereu

R. Ahćan, R. Veselinovic — Iugoslavia

D_3 Perfecţionarea metodelor de exploatare subterană a zăcămintelor utile în Republica Socialistă România

Şt. Kovaci, Gh. Dobre — România

D_4 Noi metode de exploatare a zăcămintelor de minereuri în Republica Democrată Germană

G. Dietrich, J. Freudenberg şi *H. J. Keck — R.D.G.*

D_5 Noi metode de deschidere şi metode de exploatare subterană a stratelor groase din bazinul de zăcăminte de fier din Krivoi Rog

G. M. Malahov — U.R.S.S.

D_6 Unele metode de deschidere şi de pregătire a zăcămintelor metalifere

M. A. Twidale — Canada

D_7 Metode de productivitate înaltă, aplicabile la exploatarea corpurilor de grosime mare şi mijlocie în Bulgaria

S. N. Istatkov — Bulgaria

13 iulie 1967

Şedinţa a V-a 9,00—13,00

E. **Progresul realizat în mecanizarea şi automatizarea lucrărilor miniere subterane**

E_1 Mecanizarea complexă a exploatării de cărbune din stratele de grosime subţire şi mijlocie cu înclinare foarte mare la minele din U.R.S.S.

I. P. Krasozov — U.R.S.S.

E_2 Mecanizarea extragerii cărbunelui din strate subţiri din bazinul Ostrava — Karvin

K. Matysek — Cehoslovacia

E_3 Mecanizarea complexă a extragerii cărbunelui cu pluguri

R. Lenhartz — R.F.G.

E_4 Starea actuală şi perspectivele de dezvoltare a extragerii cărbunelui cu pluguri

J. Kraak — Olanda

E_5 Evoluţia metodelor de extragere mecanizată a cărbunelui din strate cu înclinare mică de la minele din bazinul Lorena

G. Ellie — Franţa

E_6 Căile de reducere a pierderilor la exploatarea sărurilor de potasiu în Republica Democrată Germană

G. Duchrov, K. Höfer, K. Hottewitz, K. Seidl — R.D.G.

E_7 Dezvoltarea tehnică în domeniul exploatării minereurilor

A. Dorenfeld — S.U.A.

Şedinţa a VI-a 14,30—18,00

F. **Noi construcţii de susţinere**

F_1 Perfecţionarea construcţiilor de susţinere pentru lucrările de abataj şi de pregătire în condiţiile rocilor nestabile

K. Simon şi R. Richter — Ungaria

F_2 Noi construcţii de susţinere mecanizate pentru condiţii geologico-miniere complicate

W. G. Adcock — Marea Britanie

F_3 Noi mijloace de mecanizare şi susţinere aplicate pentru exploatarea stratelor de cărbune din Japonia

Shoji Iki — Japonia

F_4 Noi materiale în minerit (metode de efectuarea lucrărilor cu acoperiş artificial).

Kiyomi Kondo — Japonia

14 iulie 1967

Şedinţa a VII-a 9,00—13,00

G. **Tendinţa în reconstrucţia minelor, în concentrarea minelor şi în concentrarea producţiei**

G_1 Principiile de reconstrucţie a minelor de cărbune şi rezultatele ei

F. Benthaus — R.F.G.

G_2 Concentrarea minelor de cărbune din Franţa şi rezultatele ei

F. Rey — Franţa

G_3 Principiile organizării şi concentrării lucrărilor la minele de cărbune în întreprinderile din S.U.A.

N. Camicia, F. Wright — S.U.A.

G_4 Reconstrucţia minelor de pirită din Toscana

A. Bonetti — Italia

G_5 Experienţa de executare rapidă a lucrărilor de pregătire cu extindere mare

V. Ianyska — Cehoslovacia

G_6 Principii de concentrare a lucrărilor miniere la minele de cărbune din RFG

K. Reinke — R.F.G.

G_7 Unele date relativ la aerodinamica digurilor de aeraj din puţuri

C. E. Gregory — Australia

Ședința a VIII-a 14,30—18,00

H. Unele probleme, legate de îmbunătățirea folosirii resurselor de zăcăminte utile.

H_1 Probleme de extragere a pilierilor de siguranță și de reazem
M. Borecki — Polonia

H_2 Experiența exploatării combinatului „Apatit" în condițiile polare
G. A. Golovanov și R. S. Permiakov — U.R.S.S.

H_3 Mecanizarea exploatării zăcămintelor de minereuri în Canada
U. E. Bennet — Canada

H_4 Aplicarea metodelor geostatistice pentru calcularea rezervelor de zăcăminte utile și evaluarea calității zăcămintelor de fosfați în Sahara spaniolă
Gregoria Gonzalez-Irum Sanchez — Spania

H_5 Șisturi combustibile ca sursă de energie în S.U.A.
I. Boșkov — S.U.A.

H_6 Progresul realizat în tehnica uscării cărbunelui brun potrivit metodei Fleisner
A. Janusch, W. Kaufmann — Austria

Ședința a IX-a 9,00—13,00

I. Noi construcții de utilaj minier

I_1 Combine și susțineri pentru strate subțiri
H. E. Collins — Marea Britanie

I_2 Experiența creării și aplicării combinelor de săpare a lucrărilor miniere în U.R.S.S.
A. U. Dokukin — U.R.S.S.

I_3 Utilaj pentru fronturile de lucru la stratele înclinate
A. Wright — Marea Britanie

I_4 Aplicarea utilajului electronic la mina Ibaraki
Saburo Uatanabe — Japonia

Invenții–Inovații

Dispozitiv pentru determinarea poziției de echilibru a firelor cu plumb coborîte prin puțuri de mină

Invenția se referă la un dispozitiv pentru determinarea poziției de echilibru a firelor cu plumb, aflate în mișcare de oscilație, care materializează direcțiile de referință ale ridicărilor topografice, fire folosite la transmiterea prin puțuri de mină a sistemului de referință de la suprafață în subteran.

Dispozitivul folosește două rigle gradate, una dispusă cu gradațiile în fața teodolitului cu care se face observarea, perpendicular pe direcția de viză a acestuia și alta dispusă la 90°. Față de prima riglă, orientată cu gradațiile înspre un cadru în formă de U, format din trei brațe perpendiculare unul pe altul și prevăzute cu oglinzi și un braț prevăzut cu o a doua riglă gradată și care face un unghi de 135° cu brațul alăturat al cadrului, astfel încît privind firul cu plumb prin teodolit, oscilațiile firului sînt văzute concomitent, fără a schimba poziția lunetei teodolitului în fața primei rigle și în fața celei de-a doua rigle prin reflexie cu cele trei oglinzi, poziția de echilibru fiind dedusă ca media elongațiilor firului, citite pe fiecare riglă.

Dispozitivul, conform invenției, se compune din placa de ambazâ *1*, pe care se rotește un disc canelat *2*, ghidat de trei role *3*, care intră în canalul de pe muchia discului. Atît placa de ambazâ *1*, cît și discul canelat *2*, au pe partea frontală o deschizătură în care oscilează firul cu plumb *4*. Diametral plăcii de ambazâ, în dreptul deschizăturii, este fixată pe discul canelat *2*, o riglă gradată *5*, astfel ca diviziunea sa mijlocie (în figură diviziunea *4*) să se afle în axul de rotație al discului (fig. 1).

Pe discul canelat *2* este fixat un cadru în formă de U constituit din trei brațe *6*, *7* și *8*, perpendiculare între ele, prelungit cu un braț *9*, care face un unghi de 135° cu brațul *8* alăturat.

Pe brațele *6*, *7* și *8* ale cadrului sînt montate oglinzile *10*, a căror poziție față de brațele casetei pe care sînt montate se reglează cu ajutorul unor șuruburi *11*,

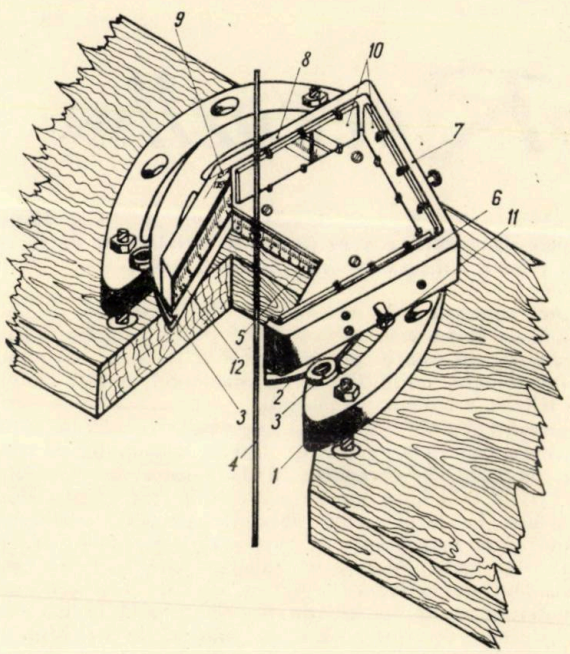


Fig. 1. Vedere în perspectivă a dispozitivului.

care le dau micile înclinări de corecție necesare aducerii în plane verticale, ce închid între ele unghiuri drepte.

Pe brațul *9* al casetei este montată o riglă gradată *12*, ale cărei gradații se reflectă în oglinzile *10* și care fac un unghi de 90° cu rigla gradată *5* fixată pe discul canelat *2* de pe placa de ambază *1* (fig. 2).

Vizînd cu teodolitul dispozitivul, rigla gradată *5* va fi observată direct împreună cu firul cu plumb *4*, iar

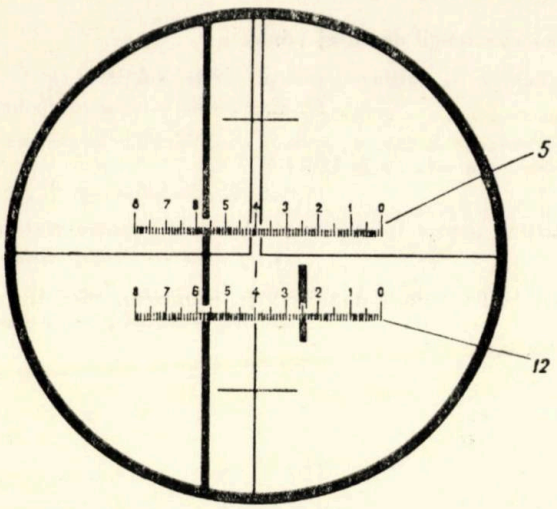


Fig. 2. Imaginea riglelor gradate văzută prin luneta teodolitului.

rigla gradată *12*, împreună cu proiecția ortogonală a firului cu plumb *4* pe această riglă, se va observa prin reflexie pe oglinda *10* de pe brațul *8*.

În scopul realizării unui sistem de referință unic pentru toate punctele topografice ale figurii de transmitere la subteran, respectiv ale coordonatelor firelor și ale punctelor de legătură cu rețeaua topografică a minei, rigla gradată *5* de pe placa de ambază *1* se dispune perpendicular pe direcția de viză a teodolitului, prin rotirea cu ajutorul rolelor *3*, pe placa de ambază *1* a discului canelat *2* de susținere a cadrului, astfel încît firul reticular vertical al lunetei teodolitului, se suprapune cu imaginea diviziunilor mijlocii (în figură diviziunile *4)* ale ambelor rigle gradate *5* și *12*.

În cazul cînd rigla gradată *5* nu este perpendiculară pe direcțita de viză, imaginea din teodolit a riglei *12* apare deplasată din poziția sa simetrică, față de firul reticular vertical al lunetei. În acest mod se poate corecta amplasarea riglei gradate *5* astfel încît să fie perpendiculară pe direcția de viză, prin rotirea dispozitivului și aducerea riglelor *5* și *12* în poziție simetrică față de firul reticular. În această poziție erorile de paralaxă la observarea firului devin aproximativ egale și de semn contrar și pot fi neglijate.

Oglinzile *10* sînt protejate de un capac al cadrului (nefigurat pe desen) pe care este materializat printr-un vîrf ascuțit axul de rotație al discului canelat *2*, care corespunde cu centrul dispozitivului și care servește la măsurarea distanțelor între dispozitive și la vizarea cu teodolitul.

O eventuală deplasare a dispozitivului în timpul lucrului este imediat sesizată prin lipsa de simetrie a imaginilor din teodolit ale celor două rigle gradate *5* și *12*, ceea ce permite un control permanent asupra stabilității dispozitivelor.

Invenția prezintă avantajul că permite transmiterea sistemului de referință într-un sistem unic pentru toate punctele topografice, ceea ce duce la o micșorare a duratei operațiilor, eliminînd în același timp necesitatea materializării punctelor proiectate.

Brevet R.S.R. 42 824

Titular : Ministerul Minelor — Dosar O.S.I. 44 641

Autor : Ing. Emil Domide — Clasificare : 42 c,8

Ing. **M. Vrînceanu**

Recenzii

Kvitko, A. K. și Grișanov, A. G. **Mecanismele de acționare a mașinilor și instalațiilor de transport minier.** Editura Nedra, Moscova, 1966.

Este cunoscut că mecanismul de acționare a unei mașini de lucru este partea componentă principală care determină, în mare măsură, productivitatea, siguranța în funcționare, durabilitatea, randamentul și alți indicatori tehnico-economici ai mașinii.

Dimensiunile de gabarit și greutatea mecanismului de acționare sînt determinate de schema cinematică a acestuia, de tipul de transmisie și de construcția diferitelor părți și detalii. S-a constatat că folosirea transmisiilor planetare în locul celor obișnuite permite micșorarea greutății mecanismului de acționare de 3—6 ori și chiar mai mult. Micșorarea gabaritelor și greutății mecanismului de acționare duce nu numai la o economie a materialelor de construcție și prin aceasta la micșorarea prețului de cost a mașinii, dar și la posibilitatea unei construcții mai compacte și mai comode în exploatare.

Pînă în prezent, mecanismele de acționare a mașinilor și instalațiilor de transport minier se proiectau, în general, cu transmisii clasice (cu dinți, lanțuri ș.a.). Transmisiile planetare și diferențiale, precum și cele speciale, în care se pot include cele hidraulice, hidromecanice și electromecanice, s-au folosit în construcția mașinilor miniere foarte puțin. De aceea apariția unei lucrări care să elucideze aceste probleme, atît din punct de vedere teoretic, cît și practic, este actuală și necesară pentru proiectanții și constructorii de mașini și instalații de transport minier.

Lucrarea tratează principiile de alegere și proiectare a mecanismelor de acționare a transportoarelor, probleme legate de dinamica organelor componente, precum și principiile de proiectare a mecanismelor și organelor cu transmisii planetare și diferențiale.

Cartea este împărțită în două părți :

— mecanisme de acționare a mașinilor și instalațiilor de transport minier ;

— mecanisme de acționare a mașinilor și instalațiilor de transport minier cu transmisii speciale.

În cele două capitole ale primei părți sînt tratate pe larg, cu scheme și soluții constructive, problemele legate de principiile de alegere a schemelor cinematice, precum și modul de calcul și de proiectare a diferitelor organe ce constituie aceste mecanisme. Sînt tratate, de asemenea, particularitățile de calcul, proiectare și amplasare a mecanismelor intermediare și a transmisiilor cu angrenaje propuse de M. L. Novikov.

O atenție deosebită se acordă problemelor cu privire la sarcinile dinamice produse de aceste mecanisme în organele de tracțiune a diferitelor instalații de transport și influența rigidității acestora asupra caracterului și mărimii eforturilor dinamice.

Partea a doua a lucrării cuprinde trei capitole. În primul capitol, după o redare detaliată a importanței modernizării instalațiilor miniere și a avantajelor pe care le prezintă introducerea și extinderea folosirii transmisiilor speciale în funcționarea și îmbunătățirea parametrilor acestora, se face clasificarea, cu scheme cinematice și soluții constructive, ale mecanismelor cu transmisii planetare și diferențiale. Tot în acest capitol sînt tratate principiile și particularitățile de calcul și constructive ale mecanismelor de acționare cu transmisii planetare și diferențiale cu două, trei, patru și șase roți centrale.

Capitolul al doilea se ocupă de problemele legate de alegerea tipului de transmisie și schemei cinematice a acesteia, determinarea numărului de dinți și dimensionarea roților dințate.

Un interes deosebit, din această parte a lucrării, prezintă capitolul al treilea, unde se tratează aspectele teoretice și practice ale mecanismelor de acționare cu transmisie hidraulică, care au început să fie folosite în ultimul timp pe o scară tot mai largă în construcția mașinilor și instalațiilor de transport minier, datorită avantajelor deosebite pe care le prezintă în reglarea acționării. După o clasificare a acestora și tratării schemelor de principiu și a caracteristicilor de funcționare, se redau particularitățile de calcul și soluțiile constructive, atît pentru mecanismele de acționare cu turbotransmisii, cît și pentru cele cu transmisii electromecanice.

Dezvoltarea industriei miniere din țara noastră în perioada 1960—1970 și în continuare, pune în fața constructorilor și uzinelor constructoare de mașini și utilaje miniere sarcini importante cu privire la modernizarea și asimilarea de noi utilaje și instalații, care vor trebui să țină seama de cele mai recente realizări ale tehnicii mondiale în acest domeniu.

Prin importanța pe care o prezintă problema mecanismelor de acționare pentru buna funcționare și eficiența mașinilor de transport minier, cît și prin tratarea la un nivel ridicat, atît a problemelor teoretice de calcul cît și a celor de proiectare și construcție, completate cu rezultatele obținute în exploatarea mecanismelor cu acționări speciale, lucrarea menționată este foarte utilă pentru inginerii și tehnicienii din institutele de cercetări și proiectări și din uzinele constructoare de mașini, care se ocupă cu proiectarea și fabricarea mașinilor și instalațiilor de transport minier. Ea poate fi, de asemenea, de un real folos și studenților de la facultățile mecanice și construcții de mașini, precum și inginerilor mecanici de la exploatările miniere.

Dr. ing. **V. Sîngiorzan**

MŰSZAKI EGYETEM

Inginer RAUL BĂLTĂREȚU

(1929 — 1967)

La 14 aprilie 1967 a încetat din viață în urma unui tragic accident inginerul Raul Bălțăreţu, în vîrstă de 38 ani, unul dintre cei mai buni specialişti din domeniul tehnicii securității miniere din țara noastră.

Născut la 17 noiembrie 1929, Raul Bălțăreţu, după obținerea bacalaureatului, urmează Institutul de mine din Katovice (R.P. Polonă), ca bursier al statului. După absolvirea studiilor superioare este încadrat la Stația de cercetări pentru securitate minieră din Petroşani unde desfăşoară o rodnică activitate, în urma căreia, trecînd prin grade ierarhice succesive a fost numit director adjunct apoi director al acestei instituții.

Împreună cu colectivul staţiei pe care l-a condus, inginerul Raul Bălțăreţu a reuşit să cuprindă întreaga complexitate a problemelor de tehnica securității în industria minieră din țara noastră. A muncit mult pentru dezvoltarea cercetării ştiinţifice în domeniul tehnicii securității, căutînd să ridice Staţia de cercetări pentru securitate minieră la nivelul unor instituții similare din străinătate. Acest fapt este ilustrat prin participarea personală şi a altor cercetători cu comunicări ştiinţifice la diferite conferinţe şi congrese care au avut loc în străinătate.

S-a remarcat în mod deosebit prin orientarea dată cercetărilor în domeniul de aeraj minier, focuri subterane şi gaze de mină, publicînd lucrări tehnico-ştiinţifice valoroase şi organizînd sesiuni ştiinţifice şi simpozioane cu teme privind protecţia muncii în minerit. Totodată a publicat în colaborare cărţi şi broşuri tehnice de specialitate. A fost un membru activ al Comitetului de redacţie al Revistei Minelor.

Inginerul Raul Bălțăreţu şi-a extins preocupările sale şi în domeniul didactic, activînd la Institutul de mine Petroşani în calitate de conferenţiar.

Pentru merite deosebite în activitatea profesional-ştiinţifică a fost numit membru permanent al CAER pentru probleme miniere şi membru în Consiliul Naţional al cercetării ştiinţifice, ramura minieră.

Inginerul Raul Bălțăreţu a ştiut să împletească cu dăruire munca profesională cu activitatea politică şi social-obştească. Pentru calităţile sale şi munca depusă a fost ales membru în Comitetul regional Hunedoara al P.C.R., în Consiliul regional al Uniunii Generale a Sindicatelor, în Comitetul orăşenesc de partid Petroşani şi membru al Consiliului local Petroşani.

Pentru munca neobosită prin care a adus o contribuţie însemnată în domeniul protecţiei muncii în industria minieră, inginerul Raul Bălțăreţu a fost distins cu Medalia Muncii, Medalia a XX-a aniversate a R.P.R. şi Ordinul Muncii clasa III-a.

Toată activitatea sa a fost caracterizată printr-un înalt spirit de abnegaţie şi perseverenţă, conştiinciozitate şi competenţă, însuşiri pentru care a fost respectat apreciat şi iubit de colaboratori şi studenţi şi de toţi cei care l-au cunoscut.

Pierderea inginerului Raul Bălțăreţu în plină activitate de creaţie ştiinţifică, va lăsa un gol resimţit în rîndul inginerilor minieri din ţara noastră.

Îndurerați de dispariţia prematură a eminentului inginer Raul Bălțăreţu îi vom păstra o neştearsă amintire.

Colectivul Staţiei de Cercetări pentru Securitate Minieră Petroşani
Comitetul de redacţie al Revistei Minelor

Lucrările şi publicaţiile inginerului Raul Bălțăreţu

1. N.T.S. pentru minele de cărbuni şi nisipuri bituminoase. C.C.S., 1958
2. Consideraţii privind stabilirea cauzelor focurilor subterane în minele din Valea Jiului. Revista Minelor, nr. 5/1960.
3. Degajările de gaze la minele Săsar, Lueta, Godeni. Revista Minelor, nr. 8/1960
4. Criterii de bază în rezolvarea problemelor de aeraj ale minelor. Revista Minelor, nr. 10/1960.
5. Studiul microclimatului la mina Baia Sprie. Anuarul ICEMIN, 1960.
6. Clasificarea minelor din R.P.R. după regimul de gaze. Revista Minelor, nr. 4/1961.
7. Aplicarea tehnicii noi în lupta cu focurile. Revista Minelor, nr. 6/1961.
8. Studiul îmbunătăţirii aerajului minei Ruşchiţa. Anuarul ICEMIN 1961.
9. Stabilirea coeficientului de rezistivitate aerodinamică. Anuarul ICEMIN 1961.
10. Cercetări în legătură cu aerajul minier în fund de sac. Anuarul IMP 1962.
11. Studiul aerajului minei Deva. Anuarul ICEMIN, 1962.
12. Studiul aerajului minei Ponor. Anuarul ICEMIN, 1962.
13. Stabilirea curbelor caracteristice. Anuarul ICEMIN, 1962.
14. Lichidarea zonei de foc. Anuarul ICEMIN, 1962.
15. Aspecte din industria extractivă a sărurilor de potasiu şi de sodiu din R.D.G. Revista Minelor, nr. 12/1963.
16. Prevenirea şi lichidarea focurilor subterane la minele de cărbuni. Revista Minelor, nr. 5–6/1964.
17. Degajările de CO_2 de la mina Lueta şi combaterea lor. Revista Minelor, nr. 10/1964.
18. Analiza schemelor de aeraj la salinele din R. S. România. Revista Minelor, nr. 6/1965.
19. Raţionalizarea aerajului unei mine de cărbuni de adîncime mare şi cu degajări intense de metan. Efecte economice şi de securitate a muncii. Revista Minelor, nr. 8/1965.
20. Aerajul salinelor din R. S. România. Revista Minelor, nr. 10/1965.
21. Consideraţii privind clasificarea minelor din R.P.R. după emanaţiile de gaze Revista Minelor, nr. 11/1965.
22. Concepţii moderne în domeniul erupţiilor de gaze şi material mărunt. Revista Minelor, nr. 1/1966.
23. Preocupările actuale şi rezultatele obţinute în cadrul cercetărilor din domeniul securităţii muncii. Revista Minelor, nr. 5/1966.
24. Stadiul actual şi perspectiva cercetărilor efectuate la SCSM Petroşani. Revista Minelor, nr. 8/1966.
25. Influenţa parametrilor de aeraj asupra autoaprinderii cărbunilor. Revista Minelor, nr. 12/1966.
26. Influenţa gradului de confort asupra productivităţii muncii. Comunicare la sesiunea cadrelor didactice din IMP, mai 1965.
27. Regimul de degajare a gazelor la minele Lupeni, Anina, Aninoasa şi Petrila. Comunicare la simpozionul SCSM, 1966.
28. Focuri şi incendii în industria minieră (în colaborare). Editura tehnică, 1966.
29. Realizări noi în aerajul principal şi parţial IDT, 1966.
30. Parametrii de aeraj în sistemul internaţional pentru unităţi de măsură. Buletin C.C.V.J., nr. 3/1967.
31. Inversarea aerajului la minele de cărbuni. I.D.T. În curs de apariţie.
32. Aerajul minier. Editura didactică şi pedagogică. În curs de apariţie. Clasificarea minelor din R.P.R. după degajările de gaze, Anuarul ICEMIN.

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XVIII Nr. 5 MAI 1967

СОДЕРЖАНИЕ

Папиу В. Корвин и Мынзату Силвиа *О генезисе румынских бокситов.*

Описываются условия образования бокситов Румынии; на основании микроскопических и химических исследований приводятся новые данные по вопросу их происхождения

Гурэу, А. *Структурные металогенические поля румынских Карпат.*

Представлен предварительный опыт классификации металлогенических полей зоны румынских Карпат на основании изучения структуры и генетической характеристики отдельных металлических месторождений, отражающих важнейшие морфологические и структурные особенности металлогенических полей.

Хандлери, О. *Определение размеров эксплуатационных блоков при разработке лавами лигнитовых месторождений.*

Представлена математическая модель, выражающая зависимость себестоимости тонны лигнита от длины лавы и позволяющая определение оптимальной длины лавы

Лэпушкэ, А. и Гросу, Шт. *Применение математической статистики для определения неизбежного разубоживания руды.*

На основе изучения результатов многочисленных опробований предлагается математическая интерпретация результатов опробования.

Ионеску, Д. *К вопросу дегазации лигнитового месторождения.*

ИНФОРМАЦИИ

РЕЦЕНЗИИ

CONTENTS

Papiu, V. Corvin and Mînzatu Silvia, *The genesis of the rumanian bauxites.*

The paper presents the way in which bauxite deposits have originated in our land, bringing forth new elements for the study of their origin, based on exploration as well as microscopic and chemical research.

Gurău, A. *The metallogenetic structural units of the Carpathian catenary.*

The paper presents a preliminary endeavoir to classify the metallogenetic structural units of the Carpathian zone, describing the structural and genetic characteristics of some mineral deposits, reflecting the morphostructural character of the major metallogenetic units.

Handlery, O. *Determining the size of panels to be worked by longwall faces in lignite mines.*

The author puts forward a mathematic model expressing the dependancy of the cost per ton of lignite produced, on the length of the panel, thereby determining its optimum length.

Lăpuşcă, A. and Grosu, S. *Applying mathematical statistics to ascertain the inevitable dilution.*

Based on large scale assaeping, the authors give a mathematical statistic of the resulting data.

Ionescu, D. *Contributions to the problem of degassing a seam of lignite.*

INFORMATION

REVIEWS

INHALT

Papiu, V. Corvin und Mînzatu Silvia, *Die Entstehung der rumänischen Bauxitlagerstätten.*

Im Aufsatz wird die Entstehungsart der in unserem Lande befindlichen Bauxitlagerstätten behandelt und auf Grund der an Ort und Stelle stattgefundenen mikroskopischen und chemischen Untersuchungen werden neue Gesichtspunkte bezüglich des Ursprungs dieser Lagerstätte angefuhrt.

Gurău, A. *Die metalogenetischen strukturellen Einheiten der Karpathenhöhenzüge auf dem Gebiet der Sozialistischen Republik Rumänien.*

Der Artikel stellt einen vorläufigen Versuch dar die metalogenetischen strukturellen Einheiten der Karpathenzone zu Klassifizieren und enthält gleichzeitig eine Beschreibung der spezifischen strukturellen und genetischen Charakteristiken einiger Erzlagerstätten in welchen sich der morphostrukturale Charakter der hauptsächlichsten metalogenetischen Einheiten äussert.

Handlery, O. *Bemessung der in Lignitgruben mittels langer Streben zu gewinnenden Abbaufelder.*

Der Verfasser stellt eine mathematische Formel auf, welche die Abhängigkeit der Gestehungskosten pro Tonne Lignit von der Länge des Abbaufeldes zum Ausdruck bringt und bestimmt sodann, bedingt durch die Gesamtkosten, den optimalen Wert dieser Länge.

Lăpuşcă, A. und Grosu, St. *Anwendung der mathematischen Statistik zwecks Bestimmung der beim Abbau der Lagerstätten unvermeidlichen Gehaltverminderung des Fördergutes.*

Auf Grund einer umfassenden Probenahme werden seitens der Verfasser die diesbezüglichen Daten auf statistisch-mathematischem Wege ausgewertet.

Ionescu, D. *Beitrag zum Problem der Entgasung einer Lignitlagerstätte.*

INFORMATIONEN

REZENSIONEN

SOMMAIRE

Papiu V. Corvin et Mînzatu Silvia, *La genèse des bauxites de Roumanie.*

On présente la provenance des bauxites du territoire de la Roumanie, apportant de nouveaux éléments quant à leur origine, basés sur des recherches effectuées sur le terrain, appuyées par des analyses microscopiques et chimiques.

Gurău, A. *Unités structurales métallogénétiques dans la zone de la chaîne des Carpates roumaines.*

Dans cet article on présente un essai préliminaire de classification des unités structurales métallogénétiques de la zone carpatique roumaine, s'appuyant sur les caractéristiques particulières, structurales et génétiques, de certains gisements métallifères, dans les quels se retrouvent les traits distinctifs morphostructuraux des unités métallogénétiques majeures.

Handlery O. *Les dimensions des panneaux de dépilage à l'application de la méthode d'exploitation par tailles chassantes dans les mines de lignite.*

L'auteur etablit un modèle mathématique qui exprime la dépendance du prix de revient à la tonne de lignite par rapport à la longeur du panneau de dépilage et en mettant la condition d'emmagasinage du prix de revient, on détermine la valeur optimale de cette longeur.

Lăpuşcă A. et Grosu St. *Application de la statistique mathématique à la détermination de la dilution inévitable.*

Se basant sur un produit d'échantillonnage plus ample, les auteurs présentent une interprétation statistico-mathématique des données d'échantillonnage.

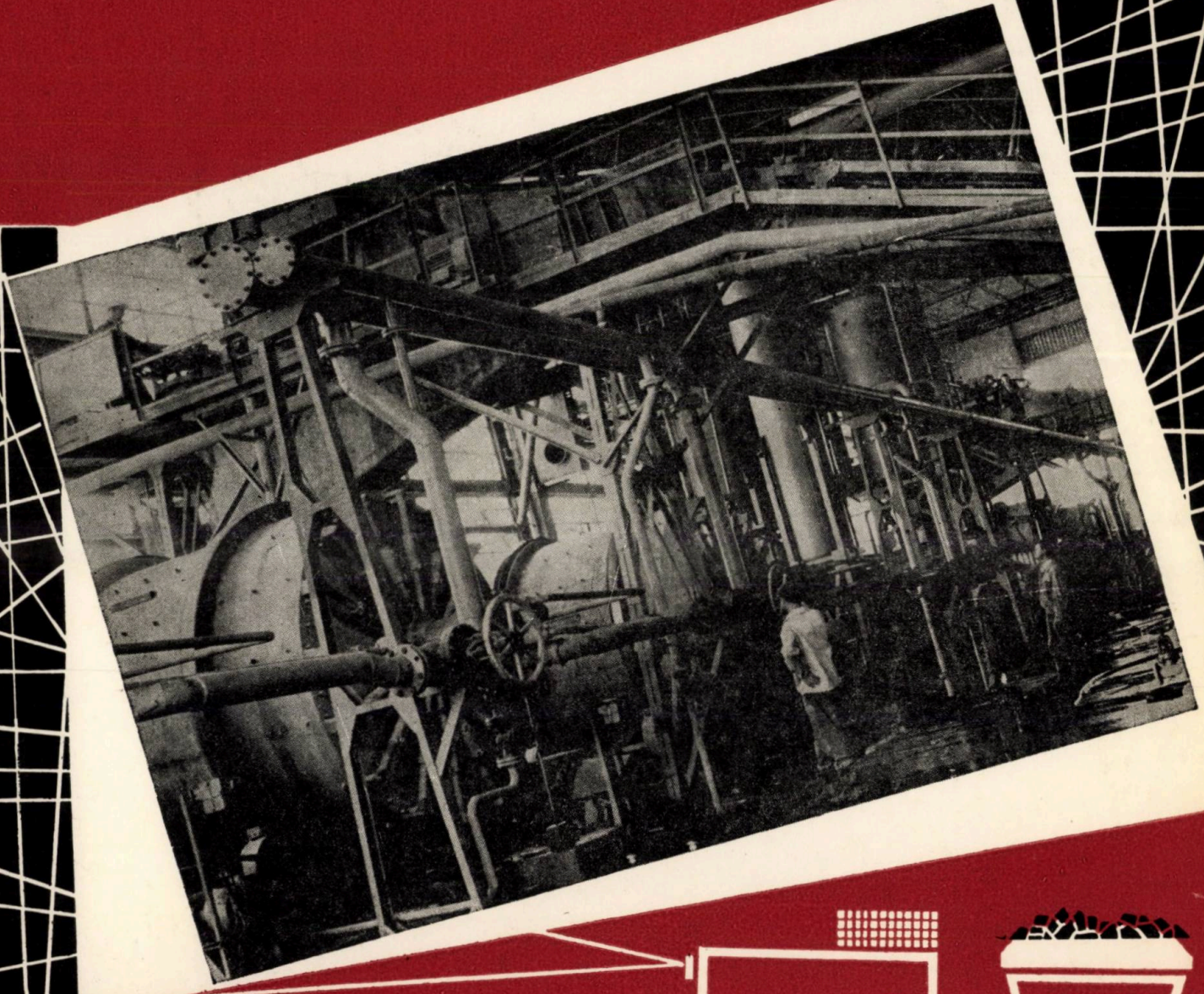
Ionescu D. *Contributions à la solution d'un gisement de lignite.*

INFORMATIONS

COMPTES-RENDUS

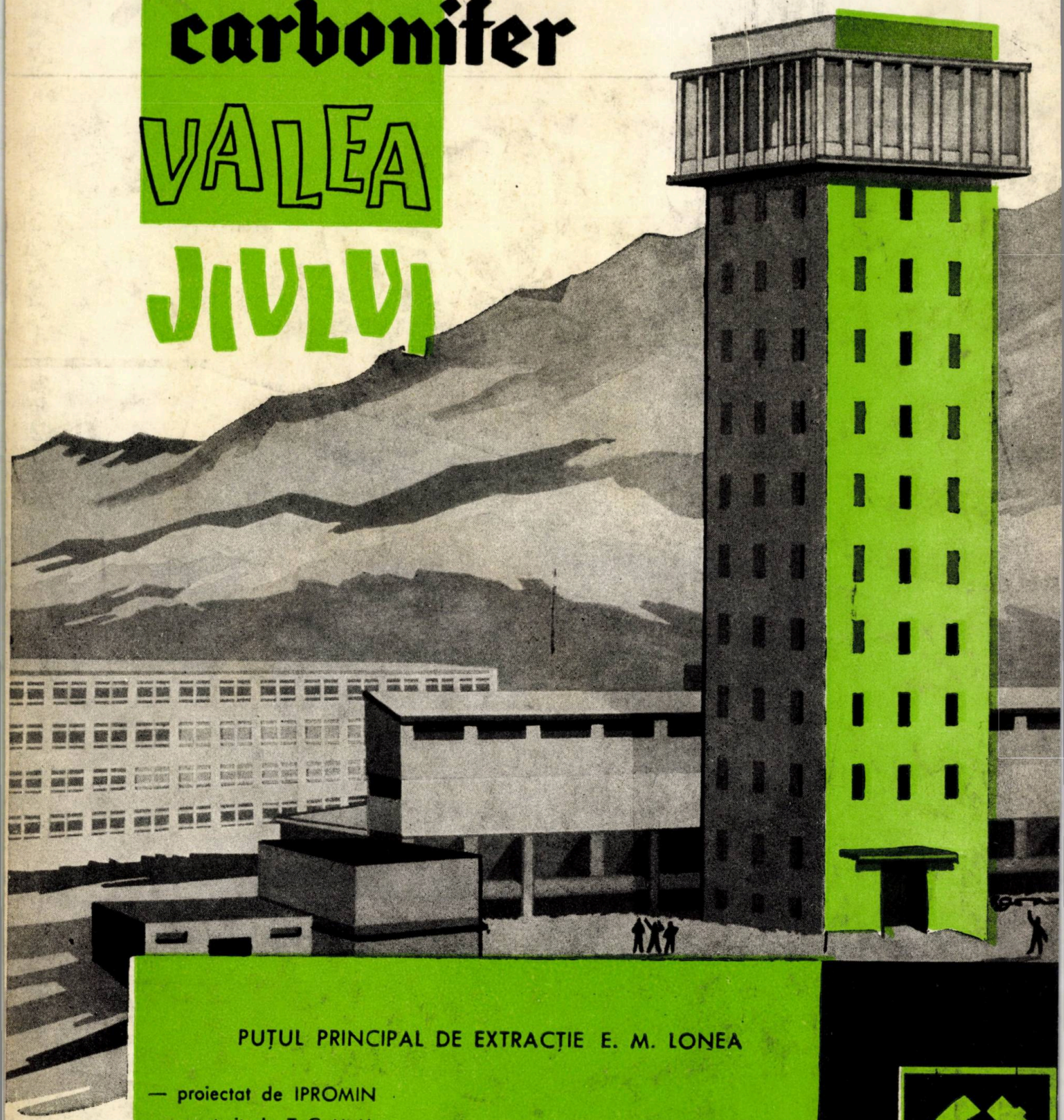
Întreprinderea minieră

CLUJ



1967 JUL 29

Combinatul carbonifer VALEA JIULUI



PUȚUL PRINCIPAL DE EXTRACȚIE E. M. LONEA

— proiectat de IPROMIN
— construit de T. C. M. M.
— echipat cu instalație de extracție cu schip de 9 tone
— capacitatea de producție: 1 300 000 tone an, în regim de 14 ore pe zi.

E 1433

6

IUNIE
1967
VOLUMUL XVIII

REVISTA MINELOR

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XVIII Nr. 6 1967

CUPRINS

Gabrian, V. şi Curpăn, C. **Metode de exploatare cu productivitate mărită aplicate în bazinul minier Baia Mare (III)** . . . 233—240

Glodeanu, E. **Contribuţii la stabilirea domeniului economic de aplicare a diferitelor monografii de susţinere metalică aplicate în abatajele frontale din stratul 3 Valea Jiului.** . . . . . 241—246

Constantinescu, I. şi Darabont, A. **Posibilităţi de aplicare a metodelor noi de dezagregare a rocilor** . . . . . 247—249

Iordăchescu, I. Brîncuş, A. şi Ganiţchi, S. **Rezultatele activităţii de asimilare a procesului tehnologic la Flotaţia centrală Baia Mare.** . . . 250—254

Piso, I. şi Băltăreţu Florica **Determinarea centrelor de greutate în producerea accidentelor din mine.** . . . . . 255—259

Chivu, C. **Mineralizaţia de fier din partea de nord a Munţilor Sebeş.** . . . . . 260—263

Mareş, I. şi Dimofte, C. **Fundamentarea teoretică a condiţiilor optime de prospecţiune pedogeochimică pentru sulfuri în Munţii Drocea.** . . . . . 264—271

INFORMAŢII

CRONICA

RECENZII

DOCUMENTARE

COMITETUL DE REDACŢIE

Conf. ing. LUBENESCU DAN, laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BÎRSAN TRAIAN, redactor responsabil adjunct; ing. ANTON PETRE; ing. BĂLTĂREŢU RAUL; geol. GURĂU ANDREI; prof. dr. docent HUBER PANU ION, membru corespondent al Academiei Republicii Socialiste România; ing. MILIŢESCU ERACLE; ing. MOGHIOROŞ EMERIC; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. POPESCU GABRIEL; ing. SCRIPĂŢ VASILE, ing. ŞONCODI CORIOLAN; ing. VALVARIC NICOLAE

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XVIII Nr. 6 1967

TEHNICĂ *minieră*

Metode de exploatare cu productivitate mărită aplicate în bazinul minier Baia Mare (III)

Metoda de exploatare a filoanelor groase şi foarte groase cu înmagazinare în panouri scurte, cu felii înclinate extrase în fîşii transversale (partea 1)

Dr. ing. V. GABRIAN şi ing. C. CURPĂN

După cum s-a arătat în articolul din Revista Minelor nr. 2/1967, zăcămintele filoniene din regiunea Baia Mare au grosimi foarte variabile, de la foarte subţiri pînă la foarte groase. Minele în exploatare totalizează circa 12% din rezerve în filoane groase şi circa 16% în filoane foarte groase, respectiv circa 28% din rezervele pe combinat.

Caracteristicile principale ale acestor zăcăminte sînt : duritatea ridicată a minereului ; stabilitatea medie şi relativ redusă a umpluturii filoniene, precum şi a rocilor înconjurătoare ; tendinţa de alterare şi oxidare a minereului în contact cu atmosfera umedă şi cu apele de mină ; umiditate de 3—5% atît a minerului cît şi a rocilor din culcuş şi coperiş ; existenţa unor geode de diferite dimensiuni în interiorul filoanelor ; existenţa unor fisuri umplute cu materiale care au o slabă coeziune internă ; tendinţa generală de desprinderi de rocă după plane aproximativ orizontale, datorită fisurilor.

Comportarea la puşcare este caracterizată prin ruperea sub formă de blocuri mai mult sau mai puţin mari. Supragabaritele duc la multe greutăţi în procesul de golire a abatajelor cu înmagazinare şi nu permit mecanizarea încărcării minereului în cazul aplicării metodei de exploatare prin felii orizontale şi rambleiere consecutivă.

În vederea obţinerii unor rezultate mai bune decît cele realizate pînă în prezent, ca productivitate a muncii, preţ de cost, viteză de excavare etc., s-au experimentat mai multe metode de exploatare : metoda de exploatare în felii orizontale exrtase în fîşii transversale şi rambleiere ; fîşii direcţonale cu front lung ; metoda de exploatare combinată, cu înmagazinare pe coperiş urmată de rambleiere şi cu excavarea părţii dinspre culcuş (pe o grosime a filonului de 5—6 m prin felii orizontale extrase în fîşii transversale cu rambleiere consecutivă etc.).

S-a încercat, de asemenea, mecanizarea operaţiei de încărcare şi transport a minereului şi a rambleului în abataj cu ajutorul screperului şi maşinilor de încărcat pneumatice.

Datorită blocurilor supragabarit şi dimensiunilor mici ale cupei, maşinile de încărcat nu au dat rezultate satisfăcătoare ; de asemenea, în unele cazuri screperele nu au putut fi întrebuinţate la transportul minereului deoarece din cauza blocurilor mari se răsturnau.

În ceea ce priveşte rambleierea, screperele se folosesc pe scară largă (cel puţin la una din mine), însă au dezavantajul că nu asigură rambleierea pînă sub tavan ; de altfel, însăşi calitatea materialului de rambleiere contribuie la o viteză mică de rambleiere ; susţinerea creează dificultăţi la montarea şi deplasarea screperelor, rambleindu-se sub formă de făgaşe, care trebuie orizontalizate manual ; pe de altă parte, susţinerea este deranjată de agăţările cupei screperului, ducînd uneori şi la surpări.

Datorită posibilităţilor reduse de orizontalizare a vetrei de rambleu, evacuarea cu screper duce la pierderi şi la o diluţie cantitativă avansată a minereului.

Datorită acestor motive, metoda de exploatare care se aplică actualmente în proporţie majo-

ritară la cele două mine, unde predomină filoane groase, este metoda de exploatare prin felii orizontale ascedente, cu rambleiere consecutivă și susținere cu stîlpi, cadre simple, cadre complete și stive; la filoane cu grosime de 2—6 m s-a folosit și metoda de exploatare cu înmagazinare.

La metoda de exploatare prin felii orizontale, cu rambleiere consecutivă și cu susținere, s-au constatat pierderi foarte ridicate de minereu în rambleu, ceea ce a dus la o diluție calitativă ridicată, uneori mult peste 20%, neexistînd posibilitatea de măturare completă sau de podire a vetrei de rambleu în vederea eliminării pierderilor. Imposibilitatea podirii este datorită și lungimii totale foarte mari, a liniei de abataj existente pe filoanele groase.

Metoda de exploatare cu înmagazinare clasică, folosită la grosimile filonului de 2—6 m, a trebuit să fie abandonată, deoarece la lungimea mare a panourilor (în medie de 60 m) s-au produs oxidări avansate ale minereului înmagazinat, blocări prin cimentarea acestuia, vitezele de evacuare a minereului datorită blocurilor mari desprinse la pușcare au fost reduse și au avut loc chiar pierderi însemnate de minereu care nu a mai putut fi evacuat din panoul abatat. O parte din rezervele blocate în pilieri au trebuit să fie abandonate, neexistînd posibilități economice pentru recuperarea lor. În afară de aceasta s-au înregistrat temperaturi în abataje de 40—45°C.

Acești factori negativi au avut ca rezultat o productivitate redusă a muncii de 2—3 t/post și un preț de cost mai ridicat.

Pentru a elimina dezavantajele menționate ca: viteză de exploatare redusă, volumul mare al lucrărilor de pregătire, cantitatea de rezervă blocată în pilieri, pierderi și diluție cantitativă și calitativă a minereului, productivitate redusă a muncii, specialiștii din regiune s-au preocupat, atît de îmbunătățirile metodelor de exploatare aplicate în mod curent, cît și de elaborarea unor noi metode de exploatare [2] [3].

I. Principiile metodei de exploatare cu înmagazinare (sau cu rambleiere consecutivă) în panouri scurte, cu felii înclinate luate în fîșii transversale pentru filoane groase.

Preocupările continue ale specialiștilor, pe lîngă îmbunătățirile de ordin tehnologic aduse metodelor clasice de exploatare, au avut ca rezultat elaborarea a două metode de exploatare noi, cu înmagazinare sau cu rambleiere consecutivă, caracterizate prin tăierea înclinată a feliilor (față de tăierea orizontală la metodele clasice), în mai multe variante care se deosebesc prin modul de pregătire a panourilor și de tăiere a fîșiilor transversale (orizontal sau înclinat), precum și prin construirea unor plane înclinate de acces la nivelul orizontului inferior și al celui superior.

Principiul de bază al acestor metode de exploatare constă în tăierea înclinată a feliilor, care se execută după un plan tangent la bolta de surpare, plan care taie orizontala la un unghi

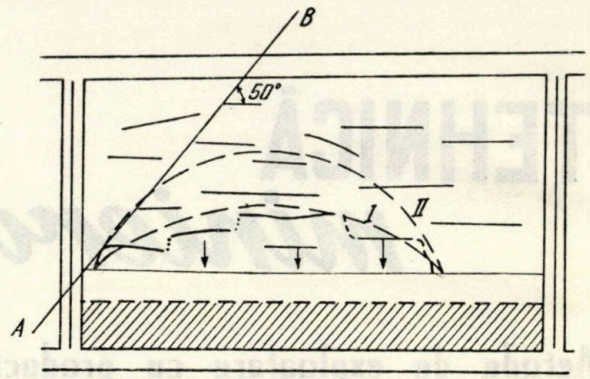


Fig. 1. Evoluția bolții de surpare naturală în cazul unor deschideri mari, mai ales în cazul existenței unor fisuri cvasiorizontale:
I — faza primară; *II* — faza ulterioară; planul *A—B* este tangent la bolta de surpare.

de 50—55°, cu scopul de a intercepta acele fisuri (în general orizontale) care duc la desprinderi de minereu din tavan (fig. 1).

Tăierea înclinată a feliilor duce astfel la formarea unor grinzi autoportante, similare cu grinzile încastrate în consolă, de egală rezistență, folosite în construcții, și realizînd totodată o descărcare a masivului, cu alte cuvinte reducînd substanțial presiunea rocilor.

Calculele matematice arată că presiunea pe verticală se descompune după un vector paralel cu tavanul înclinat și o componentă perpendi-

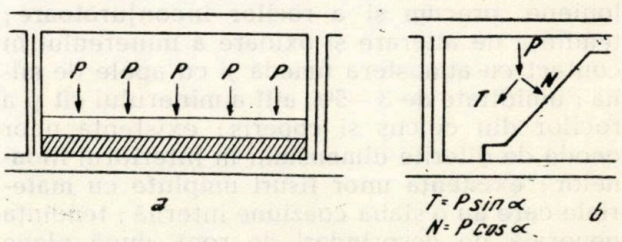


Fig. 2. Manifestarea presiunii și valoarea acesteia atunci cînd tăierea feliei se face orizontal *a* și atunci cînd tăierea se face înclinat *b*.

culară pe acest tavan înclinat, și care reprezintă numai circa 57% din presiunea verticală (fig. 2).

De altfel, dacă aplicăm formula lui Protodiakonov pentru stabilirea înălțimii bolții de surpare:

$$h = \frac{\frac{l}{2} + b \operatorname{ctg}\left(90^0 + \frac{\varphi_1}{2}\right)}{\operatorname{tg} \varphi_2},$$

în care :

h este înălțimea bolții de surpare, m,
l — lățimea spațiului de abataj, m,
b — înălțimea lucrării miniere,
φ_1 — unghiul de frecare internă pentru rocile din pereți.
φ_2 — unghiul de frecare internă pentru rocile din tavan.

rezultă că la o lățime a spațiului de abataj de 10 m și o înălțime a spațiului de lucru de 3 m, la un unghi de frecare internă de 50° (unghiul cel mai mic rezultat din experimentările efectuate de prof. M. Stamatiu), înălțimea bolții de surpare este de circa 5 m. Aceasta confirmă, într-o oarecare măsură, observațiile practice care au arătat că desprinderile de rocă au loc pe lungimi de ordinul zecilor de metri și pe înălțimi care variază între 2—3 m și 5—6 m.

Aceste observații confirmă, în linii mari, înălțimea bolții de echilibru calculată ; datorită acestui fapt tăierea prin felii înclinate ar duce tocmai la eliminarea deblocărilor masive de rocă.

Dacă aplicăm aceeași formulă, considerînd ca lățime a spațiului de abataj lungimea panoului de 60 m, înălțimea teoretică a bolții de echilibru natural este de circa 14 m.

Deci, cu unghiul de tăiere a planelor de desprindere orizontale de 50—55°, se ajunge la formarea unei prisme triunghiulare, cu înălțimea de 50 m, pe o lungime mai mare de 60 m, depășind astfel înălțimea bolții de surpare.

În consecință, indiferent cum luăm sensul lățimii spațiului de abataj, mai ales datorită faptului că înălțimea spațiului de lucru are o valoare foarte mică în raport cu celelalte elemente din formulă, tăierea înclinată a feliilor duce la avantaje din punctul de vedere al stabilității tavanului abatajelor.

În legătură cu tăierea înclinată, din literatura consultată (Haton de la Goupilière, Timbarevici, Heine-Herbst, Peele, Protodiakonov, Stamatiu, Stoces) rezultă că pentru determinarea presiunii rocilor în cazul zăcămintelor metalifere nu există încă elemente precise, urmînd ca experimentările practice să ducă la verificarea diverselor teorii sau la elaborarea unor noi variante.

Al doilea principiu important al acestei noi metode de exploatare îl constituie folosirea transportului gravitațional, atît pentru minereu, cît și pentru materialul de rambleiere, evitînd utilajele speciale sau folosind în proporție restrînsă cele curente (screperele sau mașinile de încărcat cu siloz).

Folosirea transportului gravitațional duce, bineînțeles, la mărirea productivității muncii.

Un alt principiu care stă la baza metodei de exploatare cu felii înclinate extrase în fîșii transversale, cu înmagazinare în panouri scurte, îl constituie mărirea „rulajului specific" (tone de minereu per metru pătrat de vatră de rambleu), prin aceea că se extrag mai multe felii înclinate, care se înmagazinează pe aceeași vatră, pierderile de minereu în vatră reducîndu-se proporțional cu numărul feliilor înclinate extrase între două rambleuri.

Datorită faptului că pe aceeași vatră de rambleu rulează minereul din mai multe felii, devine rentabilă și podirea vetrei cu scînduri, beton sau tablă de fier.

Caracteristic pentru aceste metode de exploatare este și excavarea concomitentă, cu restul minereului, a pilierilor de sub orizontul superior și faza I-a de excavare — formarea prismei triunghiulare.

Consecințele favorabile care decurg din aplicarea acestor principii la noile metode de exploatare, le constituie mărirea productivității liniei de abataj, concentrarea producției, reducerea diluției, micșorarea volumului de rostogoluri de beton și unele avantaje la lucrările de pregătire, toate la un loc influențînd favorabil asupra productivității muncii și prețului de cost.

Domeniul de aplicare a metodelor de exploatare ale căror principii le-am descris mai sus, îl constituie filoanele groase și foarte groase fisurate, care prezintă o stabilitate relativ redusă a minereului și a pereților (culcușului și coperișului).

1. 1. Variante ale metodei de exploatare cu înmagazinare în panouri scurte cu felii înclinate luate în fîșii transversale, pentru filoane groase și foarte groase.

Metoda de exploatare cu înmagazinare în panouri scurte, cu felii înclinate, extrase în fîșii transversale, pentru filoane groase și foarte groase, poate fi aplicată în mai multe variante.

Variantele acestei metode sînt în funcție de felul pregătirii (pregătirea specifică metodei sau pregătirea făcută anterior pentru metoda de exploatare prin felii orizontale și rambleiere) ; în funcție de poziția fîșiei transversale în spațiu (respectiv dacă este tăiată orizontal sau înclinat) ; în funcție de modul de construire al planului sau planelor înclinate (care realizează calea de acces a personalului de la orizontul inferior pînă la nivelul fîșiei de abataj în lucru și de la fîșia de abataj pînă la nivelul orizontului de cap).

1. 1. 2. Variantele metodei din punctul de vedere al pregătirilor.

a) Metoda de exploatare cu înmagazinare în panouri scurte, cu felii înclinate, extrase în fîșii tranversale, cu pregătire specifică metodei (fig. 3).

Pregătirea constă în săparea unei galerii direcționale de bază, aproximativ pe mijlocul zăcămîntului, care este totodată și lucrarea de deschidere ; din această galerie, la distanțe de

60—100 m, se execută suitori pînă la orizontul superior, cu scopul de a stabili caracteristicile geologico-miniere ale blocului.

Din galeria direcțională se excavează de o parte și de alta, la distanțe de circa 4 m, în

Din galeria în steril, se sapă suitori dubli, în lungime de 1—1,5 m (din 15 în 15 m, sau din 25 în 25 m) la nivelul cărora se excavează galerii de preabataj scurte, așa-numitele galerii de sfărîmare a minereului.

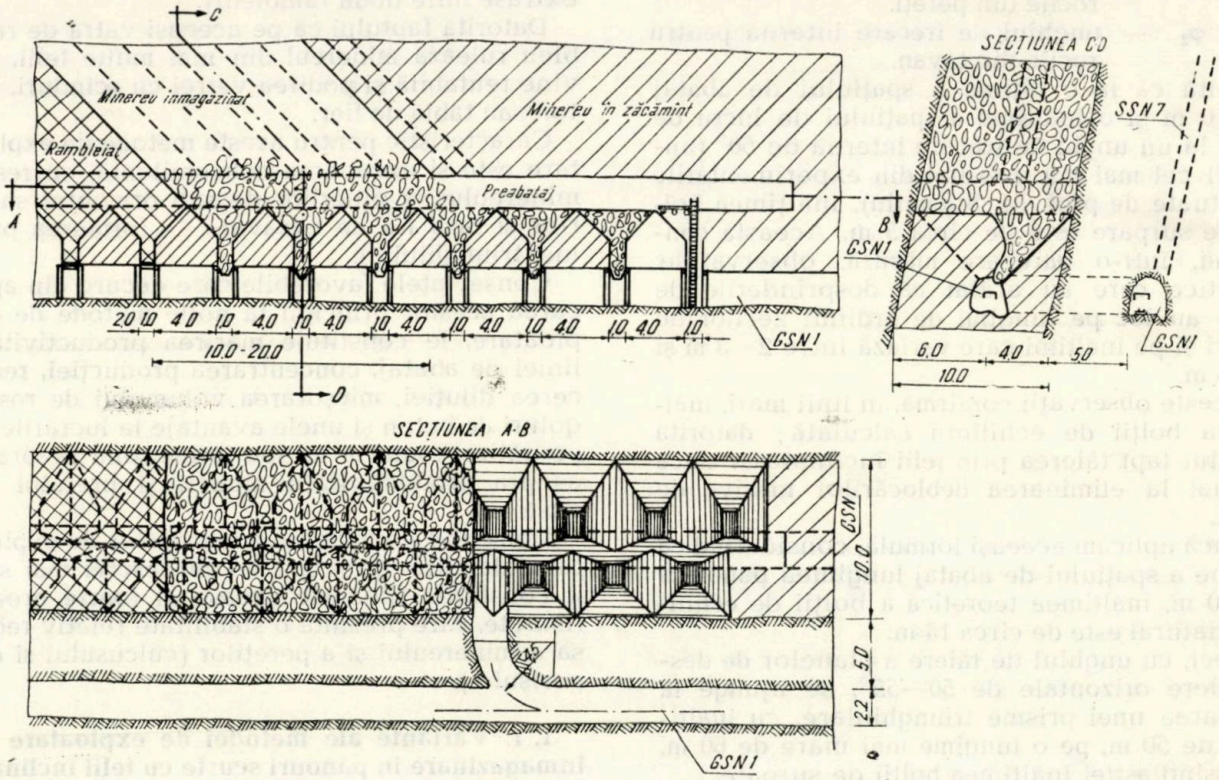


Fig. 3. Pregătirea specifică metodei. Varianta a.

eșichier, guri și pîlnii pentru evacuarea minereului.

De asemenea, la nivelul orizontului de bază se sapă o galerie direcțională în sterilul din culcuș, cu transversale spre galeria direcțională de pe mijlocul zăcămîntului, plasate din 50 în 50 m și cu suitori din 100 în 100 m, care leagă orizontul de bază cu galeria direcțională din culcușul filonului de la orizontului superior.

Înălțimea pilierului de siguranță, în care se sapă pîlniile, este de circa 6 m.

Înainte de excavarea pîlniilor, se începe un preabataj transversal din suitorul de deschidere din minereu, care se lărgește direcțional pe 10—15 m, din care se vor dezvolta lucrările pentru formarea prismei triunghiulare.

b) O subvariantă a acestei metode de exploatare, puțin deosebită de prima, o constituie cea prezentată în figura 4, în care deschiderea se realizează printr-o galerie direcțională plasată pe coperiș, din care se execută suitorii de cercetare geologică — respectiv de deschidere — din 100 în 100 m și o galerie direcțională în steril, la distanță convenabil aleasă pe culcuș; din această galerie, la fiecare 50 m, se sapă transversale de legătură pînă la galeria de pe coperiș.

Din suitorii scurți se sapă breșe transversale pînă la culcușul filonului; din aceste breșe încep să se dezvolte lucrările miniere pentru formarea pîlniilor, înclinate la 55°, cu guri de evacuare din 8 în 8 m, care trec prin breșa de acces din galeria de sfărîmare pînă la nivelul orizontului de bază; din aceste breșe se poate supraveghea golirea minereului în galeria direcțională de bază și se poate efectua sfărîmarea blocurilor supragabarit.

Înălțimea pilierului spre coperiș este de circa 9 m.

Din suitorul geologic de deschidere încep fîșiile transversale pentru formarea prismei triunghiulare.

Atît pilierul format în prima variantă, cît și cel creat prin această subvariantă, se excavează după rambleierea golului de forma prismei triunghiulare, respectiv după începerea lucrărilor în panourile scurte înclinate.

c) Metoda de exploatare cu înmagazinare în panouri scurte, cu felii înclinate extrase în fîșii transversale, cu pregătirea efectuată pentru metoda de exploatare prin felii orizontale și rambleu, practicată în mod curent la minele noastre (fig. 5).

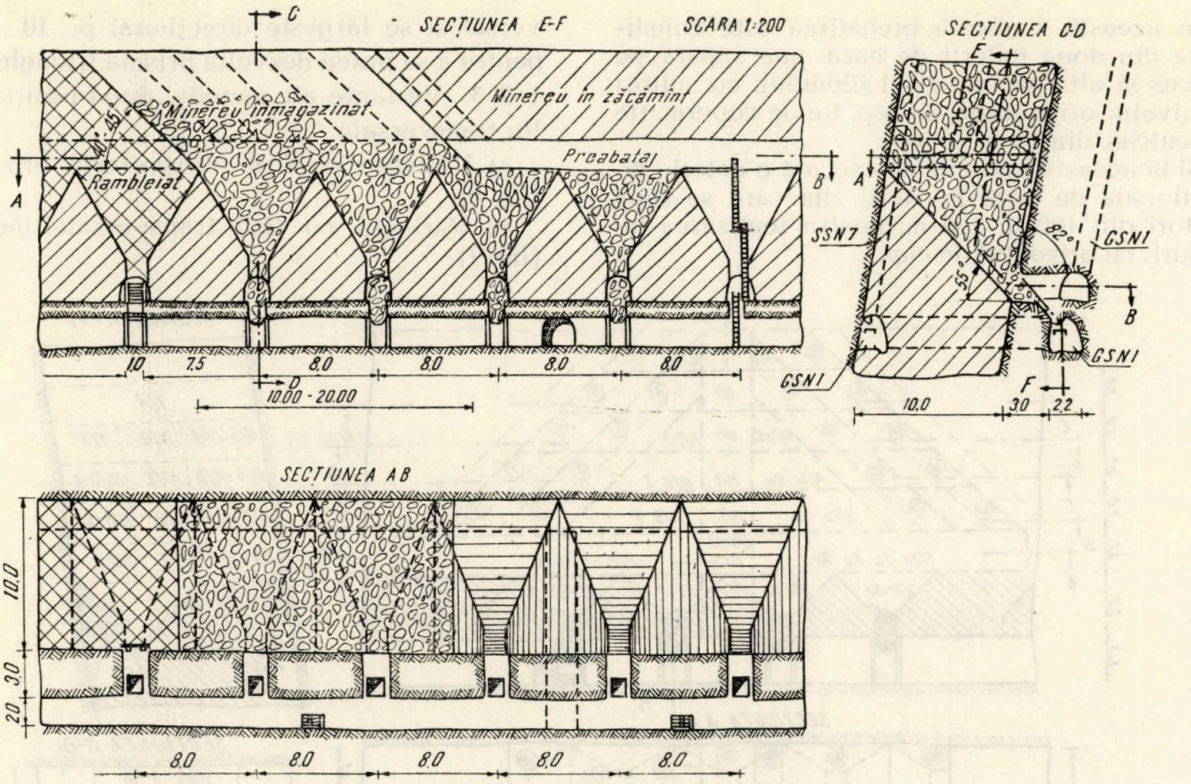


Fig. 4. Pregătirea specifică metodei. Varianta b.

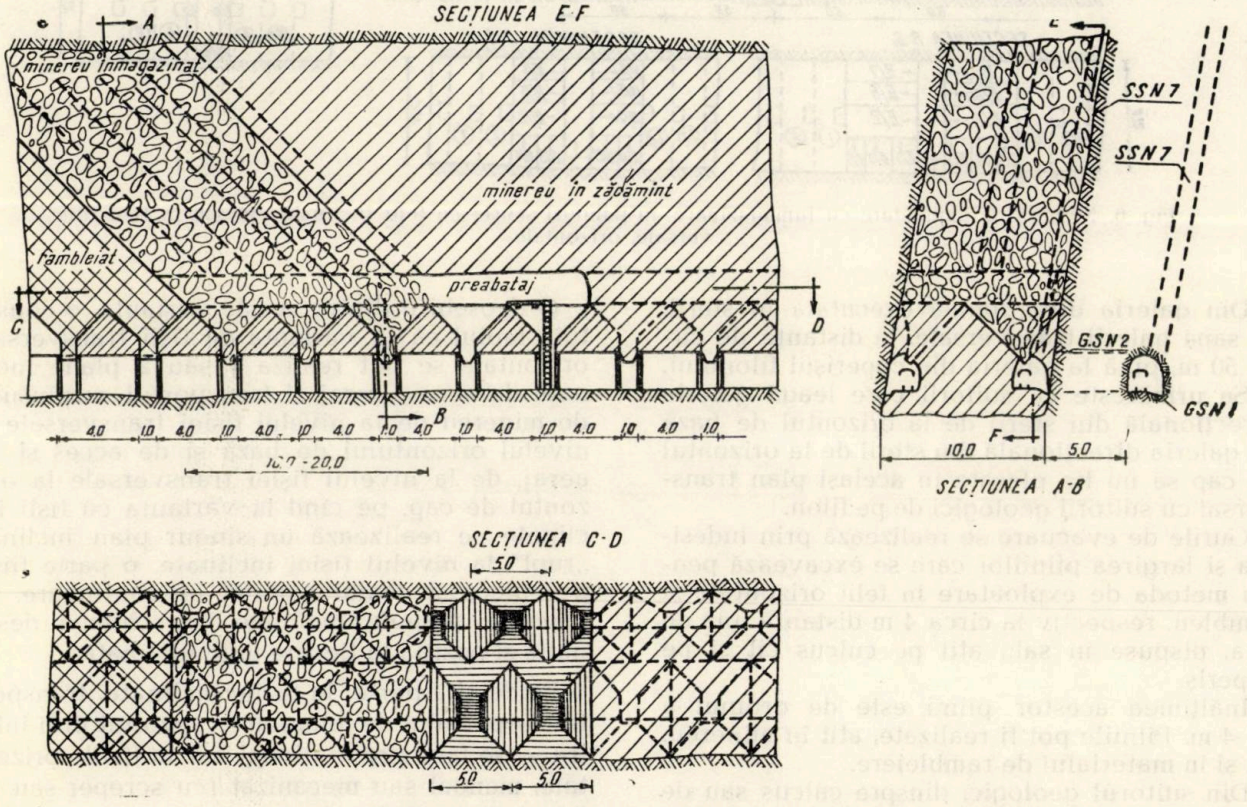


Fig. 5. Adaptarea pregătirii clasice pentru felii orizontale și rambleu.

În această variantă pregătirea este constituită din două galerii de bază, una săpată pe culcuș și alta pe coperișul filonului, cu suitori la nivelul orizontului de cap, fie pe coperiș, fie pe culcuș, din 60 în 60 m.

Și la această variantă se execută o galerie direcțională de bază în steril, din care se sapă suitori din 100 în 100 m, pentru realizarea legăturii cu orizontul de cap.

versal și se lărgește direcțional pe 10—15 m, pentru a se putea dezvolta prisma triunghiulară.

1. 2. 3. Variante ale metodei după poziția fișiilor transversale.

a) Varianta cu fișii transversale orizontale (fig. 6).

b) Varianta cu fișii transversale înclinate (fig. 7).

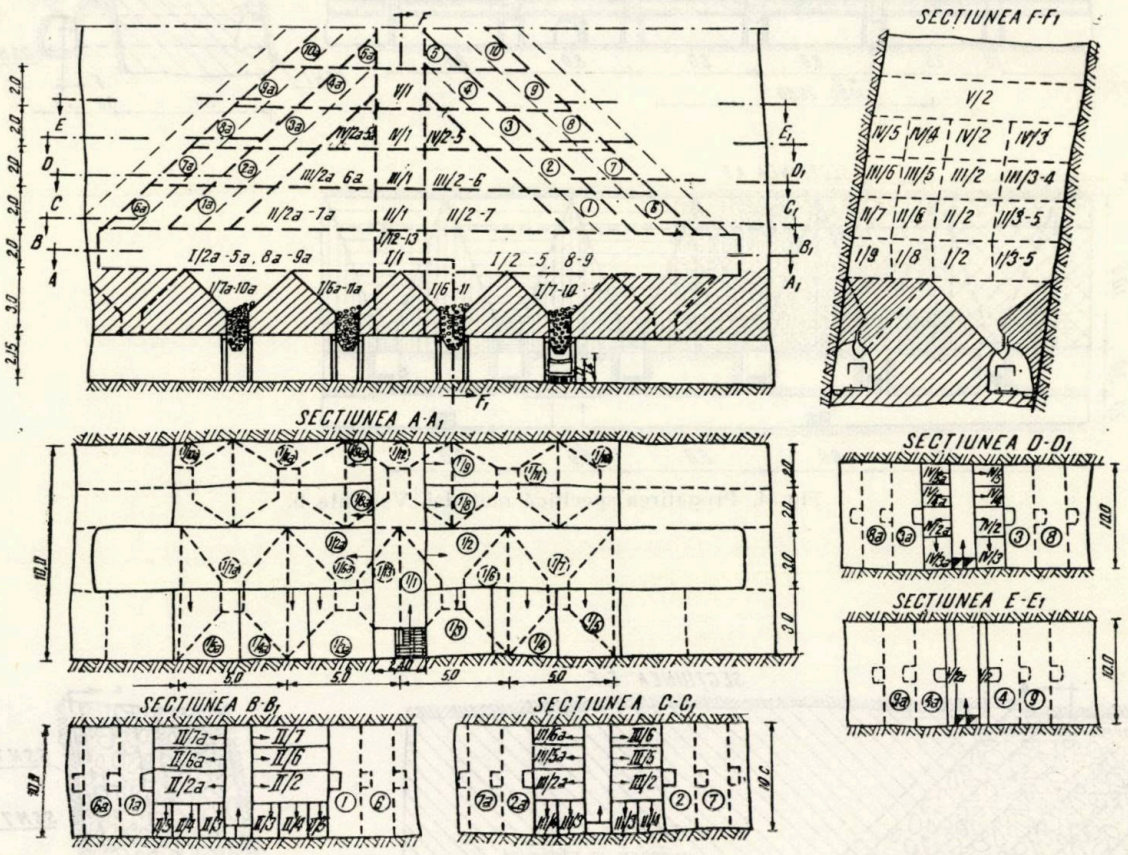


Fig. 6. Metoda de exploatare cu înmagazinare în panouri scurte cu felii înclinate extrase în fișii transversale, orizontale.

Din galeria direcțională executată în steril, se sapă galerii transversale, la distanțe de circa 50 m, pînă la galeria din coperișul filonului.

Se urmărește ca suitorii care leagă galeria direcțională din steril de la orizontul de bază cu galeria direcțională din steril de la orizontul de cap să nu fie plasate în același plan transversal cu suitorii geologici de pe filon.

Gurile de evacuare se realizează prin îndesirea și lărgirea pîlniilor care se excavează pentru metoda de exploatare în felii orizontale și rambleu, respectiv la circa 4 m distanță una de alta, dispuse în șah, atît pe culcuș cît și pe coperiș.

Înălțimea acestor pîlnii este de ordinul a 3—4 m. Pîlniile pot fi realizate, atît în minereu, cît și în materialul de rambleiere.

Din suitorul geologic, dinspre culcuș sau de pe coperiș, începe preabatajul orizontal trans-

O deosebire dintre aceste variante, o constituie faptul că la varianta cu fișii transversale orizontale se pot realiza 1 sau 2 plane înclinate de acces, aeraj și transportul surplusului de minereu de la nivelul fișiei transversale la nivelul orizontului de bază și de acces și de aeraj, de la nivelul fișiei transversale la orizontul de cap, pe cînd la varianta cu fișii înclinate se realizează un singur plan înclinat, „rupt" la nivelul fișiei înclinate, o parte fiind pe culcuș și cealaltă parte, în continuare, pe coperiș; planele înclinate își schimbă destinația și poziția la fiecare felie înclinată.

Pe de altă parte, la fișiile înclinate, transportul surplusului de minereu — rezultat prin înfoire — se face gravitațional, iar la fișiile orizontale, manual sau mecanizat (cu screper sau cu lopata mecanică).

1. 1. 4. Variante ale metodei după modul de construire a planelor înclinate.

a) Metoda de exploatare cu înmagazinare în panouri scurte, cu felii înclinate extrase în fîşii transversale, la care planul înclinat este excavat în tavanul de minereu, în masiv pe mijlocul filonului ; acesta se realizează sub formă de făgaş, cu profil aproximativ pătrat, pe o înălţime de 1,5—2 m şi pe o lăţime de circa 2 m ; făgaşul se armează cu grinzi în pilugi şi se compartimentează cu stîlpi „la jumătate de lemn", în vederea creării unui compartiment pentru circulaţie şi unul pentru transportul gravitaţional al surplusului de minereu (fig. 8).

b) O subvariantă a celei prezentate mai sus o constituie metoda de exploatare cu înmagazinare din panouri scurte cu felii înclinate, extrase în fişii transversale, la care planul înclinat este îngropat parţial sau total în minereul înmagazinat ; susţinerea tavanului deasupra acestor plane

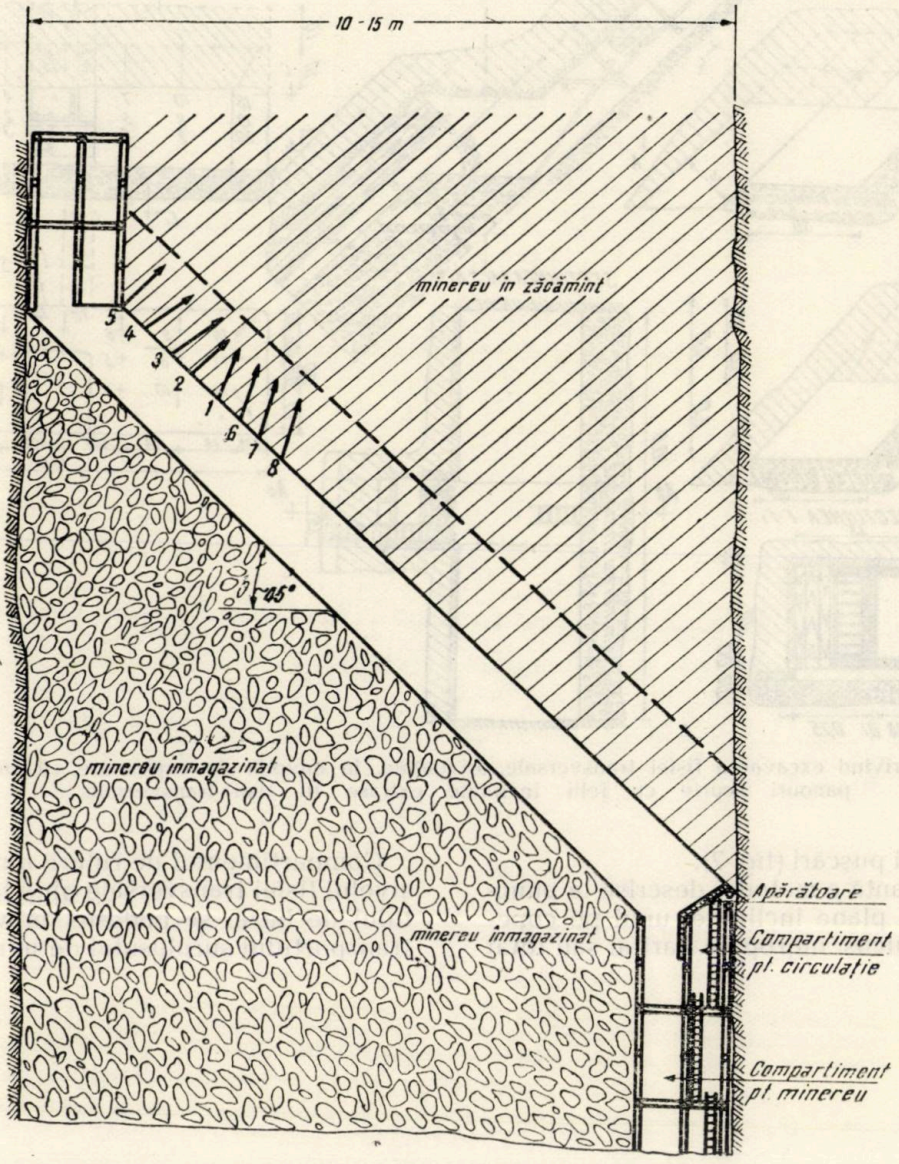


Fig. 7. Metoda de exploatare cu înmagazinare în panouri scurte cu felii înclinate extrase în fişii transversale înclinate.

c) Metoda de exploatare cu înmagazinare în panouri scurte, cu felii înclinate extrase în fişii transversale, la care planul înclinat este îngropat parţial sau total în minereul înmagazinat ; susţinerea tavanului deasupra acestor plane

înclinate se poate face cu ancore, iar în minereul înmagazinat, compartimentarea se realizează cu lemn de mină obișnuit, care se răpește în minereul înmagazinat, ambele plane înclinate avînd continuitate pînă la nivelul orizontului de cap.

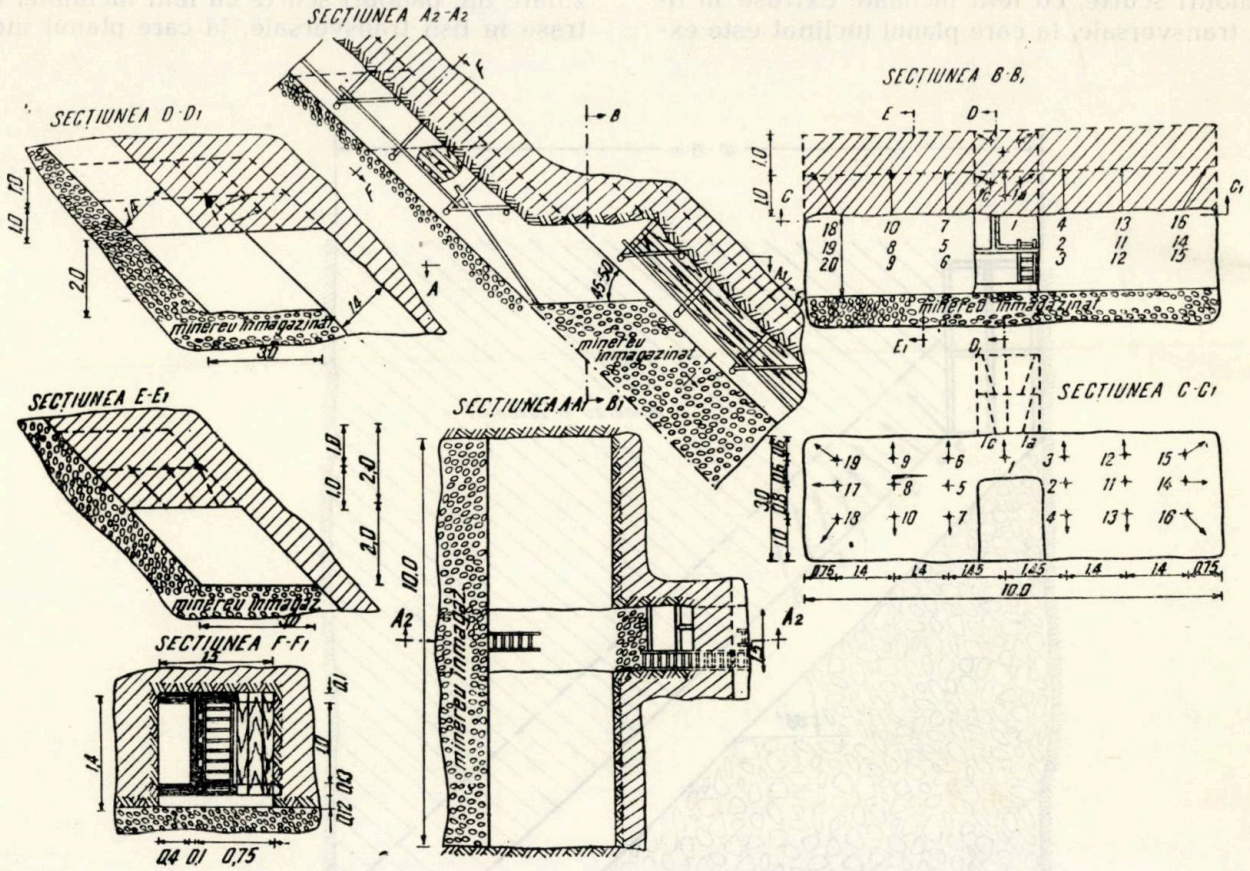


Fig. 8. Detalii privind excavarea fișiei transversale, orizontale, la metoda de exploatare cu înmagazinare în panouri scurte cu felii înclinate extrase în fișii transversale.

înaintea fiecărei pușcări (fig. 7).

d) O subvariantă a metodei descrise la punctul c) este cu 2 plane înclinate, unul pe coperiș și unul pe culcuș, îngropate parțial sau total

Compartimentul de rulare a minereului, de la nivelul fișiei transversale pînă la nivelul orizontului de bază, se podește, în vederea ușurării transportului surplusului de minereu.

123Bá 1/68
REFORDITVA

Contribuții la stabilirea domeniului economic de aplicare a diferitelor monografii de susținere metalică, aplicate în abatajele frontale din stratul 3, Valea Jiului *)

Ing. E. GLODEANU

În bazinul Valea Jiului stratul 3 reprezintă stratul principal al zăcămîntului, constituind principalul obiect al exploatării, în marea majoritate a cîmpurilor miniere. La nivelul anului 1965, stratul 3 asigura circa 55% din producția întregului bazin. Exploatarea lui se execută numai prin felii orizontale.

În cadrul feliilor orizontale, abatajele frontale sînt aplicate numai în zonele în care stratul prezintă o dezvoltare aproximativ constantă, atît pe direcție, cît și pe înclinare. Aceste condiții sînt satisfăcute însă numai în cazuri rare, astfel că în întregul bazin, în stratul 3 funcționează numai 9 abataje frontale, care asigură circa 25% din producția stratului.

Din cele 39 de lentile ale stratului 3 aflate în exploatare, numai 6 prezintă condiții favorabile aplicării abatajelor frontale.

Grosimea medie pe orizontală a stratului 3, în porțiunile exploatate prin abataje frontale, este de circa 25—35 m la E.M. Lonea și blocul III, E. M. Aninoasa, circa 40—45 m în blocul I, E. M. Aninoasa și blocul I, E. M. Lupeni și de circa 90 m în blocul IV, E. M. Lupeni. Pe întregul bazin media este de aproximativ 56 m.

Înclinarea stratului în zonele exploatate prin abataje frontale variază chiar în cadrul aceleiași lentile, în limite destul de largi. Înclinările predominante sînt însă de 30—40° la E. M. Lonea, 40—45° la E. M. Aninoasa și 15—18° la E. M. Lupeni.

Din sumara expunere a condițiilor de zăcămînt în care se aplică abatajele frontale, se remarcă în primul rînd, că deși în aceste zone există o constanță aproximativă a elementelor naturale totuși, atît grosimea pe orizontală, cît și înclinarea stratului prezintă variații importante de la o exploatare la alta. Astfel, abatajele frontale se aplică și la grosimi pe orizontală ale stratului de 25 m (E. M. Lonea), dar și la grosimi de 90—100 m și chiar mai mult (E. M. Lupeni). De asemenea, din punctul de vedere al înclinării, abatajele frontale se aplică la înclinări de 15—18° (E. M. Lupeni), dar și în porțiuni unde înclinarea medie este de 50—55° (E. M. Aninoasa).

Este evident că indicatorii tehnico-economici, pe care îi poate asigura o anumită monografie de susținere, depind în mare măsură de condițiile de zăcămînt în care funcționează abatajul frontal respectiv, condiții printre care se numără, atît grosimea, cît și înclinarea stratului. În situația în care aceste elemente naturale variază în limite largi, se poate presupune că dintre monografiile de susținere folosite curent în abatajele frontale din stratul 3, unele se pretează a fi aplicate și asigură indicatori tehnico-economici superiori, în anumite condiții de zăcămînt, așa precum alte monografii de susținere sînt mai avantajoase în alte condiții de zăcămînt.

Materialul de față își propune să stabilească, pe baze cît mai riguros posibil analitice, pentru care condiții de zăcămînt, monografiile de susținere aplicate actualmente în abatajele frontale din stratul 3, devin optime și care este domeniul lor economic de aplicare.

I. Monografiile de susținere folosite în abatajele frontale din stratul 3

Susținerea metalică este aplicată în abatajele frontale din stratul 3 de aproximativ 30 de ani. Dintre variantele de monografii metalice de susținere aplicate în prima perioadă, singura care a cunoscut extindere, ajungînd să fie aplicată în toate abatajele frontale ale stratului, a fost monografia cu grinzi de cablu montate paralel cu frontul și stîlpi GHH — Valea Jiului.

În scopul îmbunătățirii indicatorilor obținuți în abatajele frontale din stratul 3, în ultimii ani s-a efectuat experimentarea unor alte monografii de susținere, cu echipament de susținere indigen sau din import și cu folosirea poditurii din plasă de sîrmă.

Actualmente, în abatajele frontale din stratul 3, se folosesc următoarele monografii de susținere :

*) Se supune discuției

— monografia de susţinere cu grinzi de cablu paralele cu frontul şi stîlpi GHH — Valea Jiului, cu tavan artificial din scîndură (E. M. Aninoasa blocul III) sau din plasă de sîrmă (E. M. Lupeni blocul IV şi E. M. Lonea blocurile III, E şi IV) ;

— densitatea medie a susţinerii, 1 stîlp/m² ;

— monografia prevede stîlpi la front ;

— mutarea transportorului se face prin demontare-montare ;

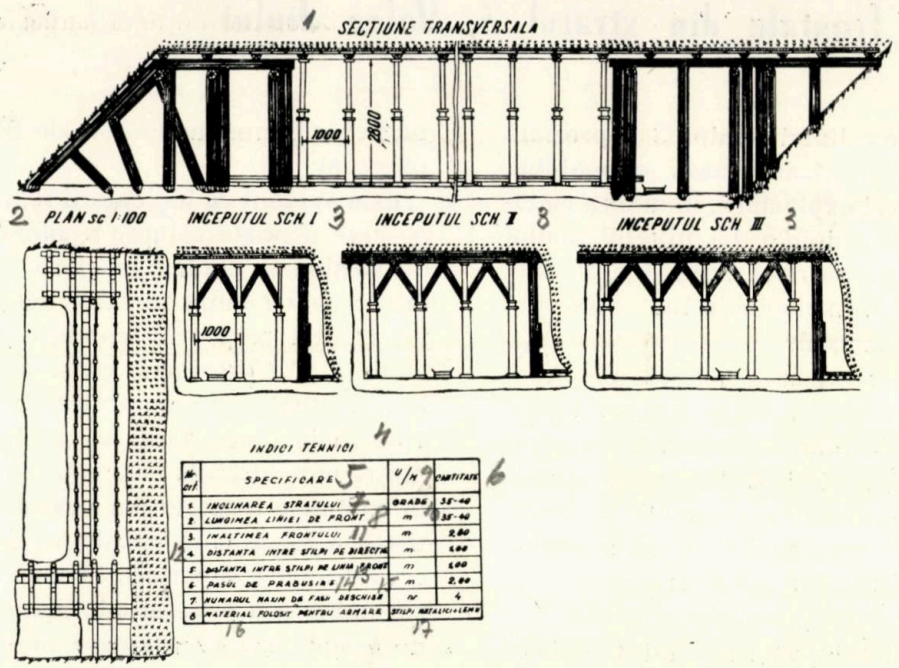


Fig. 1. Monografie de armare pentru abataje frontale armate în fier (stratul 3 E. M. Lupeni).

— densitatea medie a susţinerii, 1 stîlp/m² ;

— pasul de prăbuşire, 2 m (două cîmpuri).

Monografia prevede montarea de grinzi intermediare din jumătăţi de lemn, susţinute cu strîngători fixaţi pe lăcătele stîlpilor. Răpirea stîlpilor metalici se face utilizînd un rînd intermediar din stîlpi de lemn, pentru fiecare două cîmpuri.

La E. M. Aninoasa în blocul III (Priboi) se aplică monografia din figura 2, la care grinzile intermediare din lemn se montează la două cîmpuri, iar rîndul de stîlpi metalici dinspre surpare este întărit.

Aceste trei monografii de susţinere sînt descrise sumar în cele ce urmează :

Monografia de susţinere cu grinzi de cablu paralele cu frontul şi stîlpi cu fricţiune de tip GHH — Valea Jiului (monografia nr. 1)

Această monografie se aplică în cîteva variante puţin diferenţiate, în funcţie de regimul local de presiune. În figura 1 este prezentată monografia de susţinere ce se aplică în abatajele frontale de la E. M. Lupeni şi cu mici modificări la E. M. Lonea. Principalii parametri ai monografiei sînt :

— avansul pe ciclu, 1 m ;

Monografia de susţinere cu grinzi scurte articulate de tip Klönne şi stîlpi hidraulici de tip Klöckner-Ferromatik (monografia nr. 2)

Această monografie, prezentată în figura 3, se aplică într-un singur abataj din blocul IV, Lupeni, începînd din septembrie 1965. Principalele ei caracteristici sînt :

— avansul pe ciclu, 1,25 m ;

— densitatea medie a susţinerii, 1,485 stîlpi/m² ;

— monografia prevede stîlpi provizorii la front din trei în trei grinzi, stîlpi care se răpesc înainte de reparea transportorului ;

— transportorul de tip TR-3 se ripează cu ajutorul stîlpilor hidraulici ;

— cărbunele din front este susținut contra desprinderii cu ajutorul unor grinzi suspendate, de construcție specială ;

— numărul maxim de fîșii deschise, 3 ;

Monografia de susținere cu grinzi lungi perpendiculare pe front tip ICEMIN și stîlpi cu fricțiune de tip ST-6 (monografia nr. 3)

Monografia se aplică la E. M. Aninoasa în blocul I începînd din luna ianuarie 1966 și este

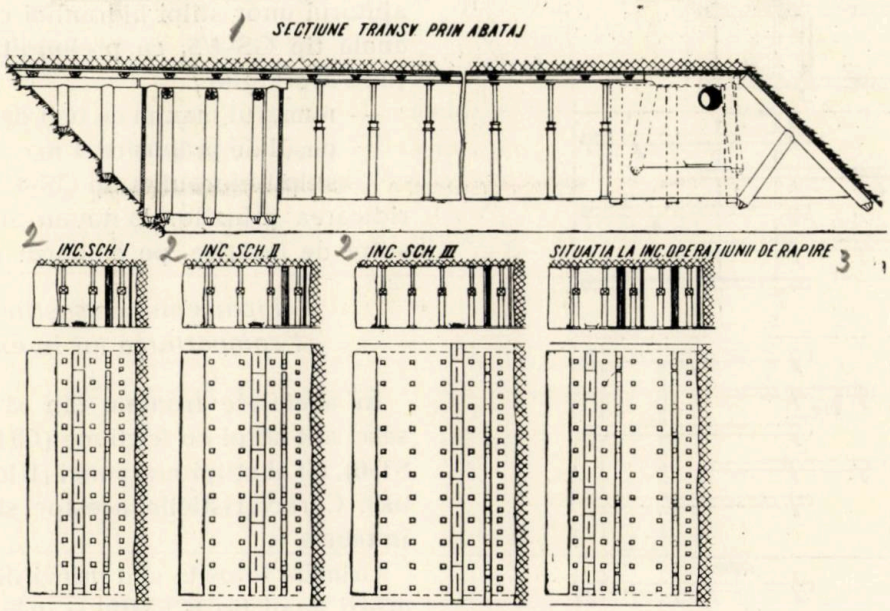


Fig. 2. Monografie de armare pentru abataj frontal orizontal (stratul 3 E. M. Aninoasa).

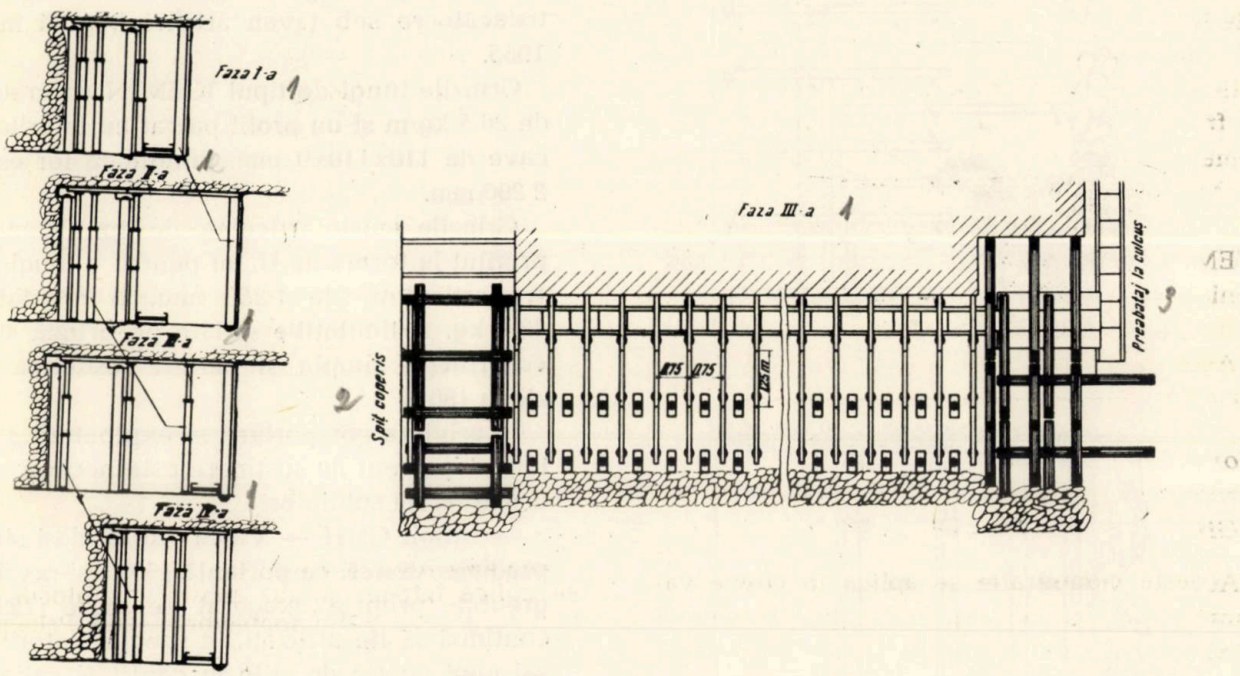


Fig. 3. Monografie de susținere cu grinzi articulate tip Klönne și stîlpi hidraulici tip Klöckner-Ferromatik (stratul 3 bloc IV E. M. Lupeni).

— pasul de prăbușire, 1,25 m ;

— stîlpii răpiți se montează sub grinzi ca stîlpi de întărire.

prezentată în figura 4. Principalii parametri ai acestei monografii sînt următorii :

— avansul pe ciclu, 1 m ;

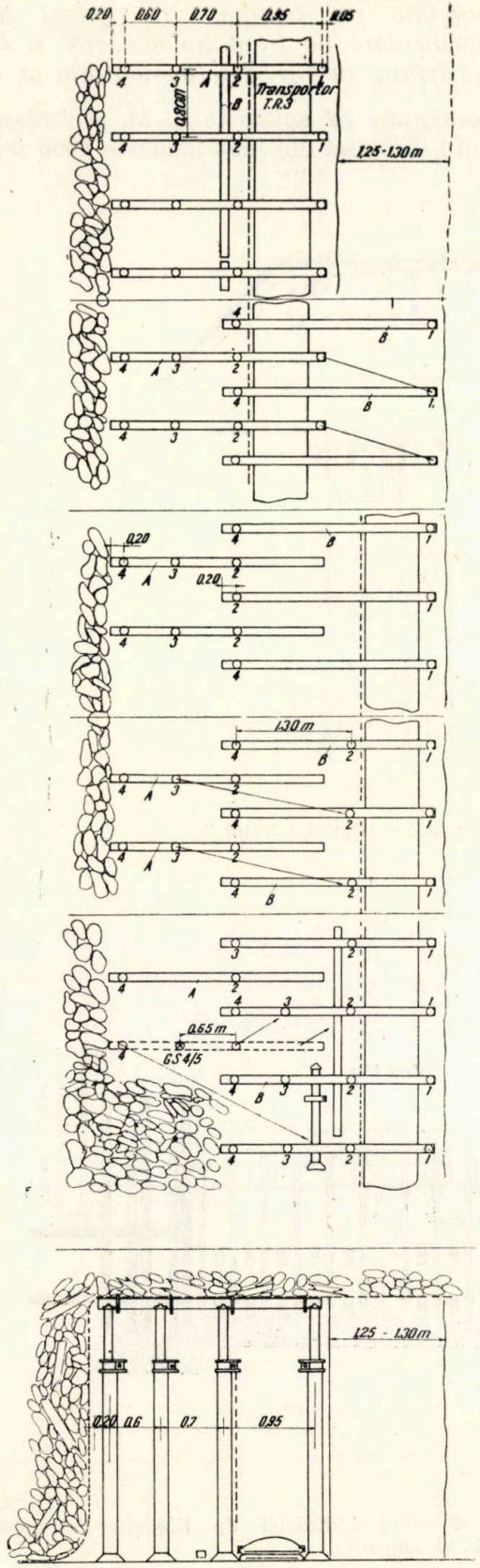


Fig. 4. Monografie de susținere metalică cu stîlpi ST-6 și grinzi tip ICEMIN în abataje frontale (stratul 3 Aninoasa).

— densitatea medie a susținerii, 1,67 stîlpi/m²;

— monografia prevede stîlpi la front;

— transportorul de tip TR-3 se mută prin ripare, după demontarea stîlpilor de la front;

— ridicarea grinzilor la tavan se face cu ajutorul unor stîlpi hidraulici cu pompă individuală tip GS-4/5, cu prelungitor adaptat înălțimii abatajului;

— numărul maxim de fîșii deschise, 3;

— pasul de prăbușire, 1 m;

— stîlpii hidraulici tip GS-4/5 utilizați pentru ridicarea grinzilor la tavan se folosesc și ca stîlpi de întărire, pe culoarul dinspre surpare.

Echipamentul de susținere folosit și comportarea lui în exploatare

În abatajele frontale din stratul 3 se folosesc, atît stîlpi cu fricțiune (GHH — Valea Jiu-ST-6), cît și stîlpi hidraulici (Klöckner-Ferromatik). Caracteristicile acestor stîlpi sînt redate în tabela 1.

Grinzile folosite sînt grinzi din cabluri vechi, grinzi lungi tip ICEMIN și grinzi scurte articulate tip Klönne.

Grinzile de cablu, avînd lungimea de 4—6 m, au fost singurele grinzi folosite cu rezultate satisfăcătoare sub tavan artificial, pînă în anul 1965.

Grinzile lungi de tipul ICEMIN au greutatea de 26,5 kg/m și un profil patrat cu laturile concave de 110x110x9 mm. Lungimea lor este de 2 200 mm.

Grinzile scurte articulate de tipul Klönne, cu profilul în formă de U, au pentru o lungime între articulații de 1 250 mm, o greutate de 42,5 kg. Articulațiile sudate pe grindă sînt de construcție simplă și permit răsucirea grinzii cu 180°.

În privința comportării în exploatare a acestui echipament de susținere este necesar a face următoarele sublinieri:

— Stîlpii GHH — Valea Jiului, deși sînt supradimensionați ca portanță (50 t) și prezintă o greutate proprie exagerat de mare (128 kg), continuă să fie utilizați, în special datorită lipsei unui alt tip de stîlp în cantități suficiente.

— Stîlpii hidraulici de tipul Klöckner-Ferromatik se comportă satisfăcător în exploatare. Ei sînt folosiți fără prelungitor, din care cauză înălțimea abatajului este de numai 2,9 m. Din punct de vedere constructiv, prezintă avantaje

Tabela 1

Caracteristicile stîlpilor metalici folosiţi în abatajele frontale din stratul 3 Valea Jiului

Caracteristici	Stîlp mare GHH Valea Jiului	Stîlp ICEMIN ST-6	Stîlp Klöckner-Ferromatik S. S.31/280
Lungimea tocului, mm	1 600	2 100	—
Lungimea telescopului, mm	1 800	1 100	—
Lungimea minimă a stîlpului, mm	1 900	2 150	2 050
Lungimea maximă a stîlpului, mm	2 800	2 950	2 800
Ajustabilitatea (cursa), mm	900	800	750
Greutatea stîlpului, kg	128	71	81
Lungimea prelungitorului, mm	—	—	400
Greutatea prelungitorului, kg	—	—	11
Lungimea maximă a stîlpului cu prelungitor, mm	—	—	3 200
Greutatea stîlpului cu prelungitor, kg	—	—	92
Portanţa stîlpului, t	50	25	30
Modul în care se execută preîntepenirea	cu pană de lemn	cu dispozitiv mecanic	cu dispozitiv hidraulic
Forţa de preîntepenire, t	—	3,0	14,5
Înălţimea de abataj în care poate fi folosit, m	2,0—2,8	2,5—3,1	2,1—3,3
Costul de achiziţie a unui stîlp, lei	1 270	690	1 724

faţă de ceilalţi stîlpi utilizaţi, din următoarele puncte de vedere :

— montare şi demontare uşoară ;

— preîntepenire mai mare ;

— uniformitate în funcţionare.

Aceste avantaje se fac simţite prin obţinerea unui randament superior în abataj. Vom vedea în continuare, în ce condiţii avantajele amintite fac ca utilizarea acestui stîlp să devină economică, ţinînd seama de preţul său ridicat de achiziţie.

— Stîlpii cu fricţiune ST-6, de construcţie indigenă, s-au comportat satisfăcător pînă în prezent. Au avantajul unei greutăţi proprii reduse (71 kg) şi a unui preţ de achiziţie scăzut. Portanţa lor este de asemenea mai mică, însă s-ar putea ca acest lucru să nu constituie un dezavantaj.

— În privinţa grinzilor, trebuie specificat că modul lor de comportare depinde în mare măsură de starea tavanului artificial. În condiţiile în care tavanul artificial conţine material lemnos în cantitate mare, grinzile articulate tip Klönne s-au comportat nesatisfăcător.

Avînd însă în vedere că actualmente abatajele frontale din stratul 3 traversează o perioadă de trecere de la tavan artificial din lemn la tavan artificial din plasă de sîrmă, concluziile în privinţa comportării grinzilor nu pot avea caracter final.

Indicatorii tehnico-economici realizaţi în abatajele frontale din stratul 3, cu cele trei monografii descrise mai sus, sînt redaţi în tabela 2.

Tabela 2

Indicatori tehnico-economici realizaţi în abatajele frontale din stratul 3

	Monografia cu grinzi de cablu paralele cu frontul şi stîlpi GHH — Valea Jiului			Monografia cu grinzi articulate şi stîlpi hidraulici tip Klöckner-Ferromatik (E. M. Lupeni bloc IV).	Monografia cu grinzi lungi perpendiculare pe front şi stîlpi ST-6 (E. M. Aninoasa bloc I)
	E.M. Lonea Blocurile III E şi IV	E.M. Aninoasa Bloc III	E.M. Lupeni Bloc IV		
Grosimea stratului pe orizontală (media), m	35	27	85	85	40
Înclinarea stratului, grade	35—40	45—50	13—18	13—18	50—55
Înălţimea abatajului, m	2,7	2,7	2,7	2,9	3,0
Lungimea de front susţinută metalic, m	25	18	61	66	38
Modul de tăiere al cărbunelui	perforare-puşcare	perforare-puşcare	perforare-puşcare	perforare-puşcare	perforare-puşcare
Transportul în abataj	SKR-11	SKR-11	TR-3	TR-3 mare	TR-3
Densitatea medie a susţinerii, stîlpi/m²	1	0,938	1	1,485	1,67
Numărul de stîlpi mutaţi pe metru de front la o avansare de 1 m	1	0,938	1	2,12	4
Avansarea medie lunară, m	25,2	32,86	24,8	31,5	33
Producţia medie lunară, t	4 000	4 100	12 800	17 400	6 500
Randamentul mediu obţinut în abataj, t/p	5,92	5,10	4,98	5,87	5,36
Consum specific de material lemnos, m³/1 000 t	38,42	37,9	35,44	11,0	6,5

II. Factorii naturali care influențează asupra indicatorilor obținuți în abatajele frontale din stratul 3.

În condițiile de zăcămînt în care se prezintă stratul 3, indicatorii tehnico-economici medii realizați în abatajele frontale sînt influențați direct de o serie de factori naturali dintre care amintim :

— extinderea pe o direcție a zonelor în care se aplică abatajele frontale ;

— gronsimea pe orizontală a stratului ;

— înclinarea stratului ;

— prezența deranjamentelor tectonice (falii) sau a anomaliilor de sedimentare (apofize, intercalații sterile etc.).

Apofizele, faliile, intercalațiile sterile și celelalte anomalii tectonice sau de sedimentare, de cele mai multe ori nu pot fi prevăzute, ele apărînd ca surprize, iar influența lor asupra indicatorilor tehnico-economici realizați în abataj, nu depinde decît în prea mică măsură de monografia de susținere ce se folosește în abatajul respectiv.

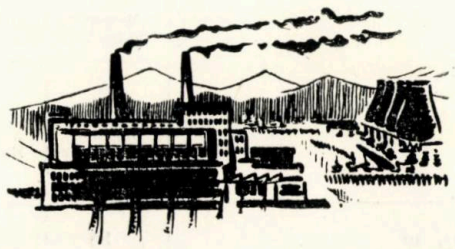
De asemenea, extinderea pe direcție a zonei în care se aplică abatajul frontal, deși are o însemnată influență asupra indicatorilor medii obținuți în abataj, nu depinde nici ea, decît în mică măsură sau aproape deloc, de monografia de susținere folosită în abataj.

Singurii factori a căror influență grevează în măsură mai mare asupra indicatorilor tehnico-economici, influență care poate fi studiată pe baze analitice, în cadrul fiecărei monografii de susținere în parte, sînt grosimea pe orizontală și înclinarea stratului.

Acești doi factori își manifestă direct influența, prin prezența și proporția pe care o au spițurile în lungimea totală a abatajelor frontale, fapt care face ca atît randamentele, consumurile specifice de lemn cît și prețul de cost, să depindă în cea mai mare măsură de grosimea pe orizontală și de înclinarea stratului.

Fără să se neglijeze importanța randamentelor realizate în abataj, precum și consumul de material pe care-l asigură fiecare dintre monografiile de susținere descrise mai sus, se apreciază că indicatorul cel mai cuprinzător, în funcție de care se vor compara cele trei monografii de susținere, este prețul de cost realizat în abataj.

În numărul viitor al Revistei Minelor se va analiza influența grosimii pe orizontală și a înclinării stratului asupra prețului de cost din abataj realizat cu fiecare din monografiile amintite.



Posibilităţile de aplicare a metodelor noi de dezagregare a rocilor

Ing. I. CONSTANTINESCU şi
ing. A. DARABONT

În ultimii zeci de ani s-au efectuat cercetări intense în vederea utilizării directe a energiei electrice pentru dezagregarea rocilor. Astfel au fost iniţiate cercetări privind aplicarea de noi metode electrofizice, dintre care se menţionează dezagregarea rocilor într-un cîmp electromagnetic de înaltă şi foarte înaltă frecvenţă, diferite moduri de străpungere cu curenţi electrici de înaltă frecvenţă, cu folosirea simultană a curenţilor de înaltă frecvenţă şi de frecvenţă industrială, cu folosirea curenţilor de înaltă frecvenţă cu impulsuri etc.

Lucrări experimentale în vederea aplicării cu succes a acestor metode au fost iniţiate încă din anul 1949 în U.R.S.S., S.U.A., Anglia, R.P. Polonă şi Suedia.

Dezagregarea rocilor prin străpungerea cu curent electric decurge mult mai repede decît dezagregarea în cîmpuri electromagnetice de înaltă frecvenţă, de aceea randamentul şi eficacitatea sînt mai mari.

Rocile pot fi considerate ca dielectrici solizi neomogeni, în multe cazuri cu pori, care conţin gaze, vapori, apă. De aceea la străpungerea cu curent electric, dezagregarea trebuie să se producă la o tensiune de străpungere mai mică decît în cazul dielectricilor omogeni, în condiţii similare.

Procesele care au loc în străpungerea dielectricilor solizi omogeni şi neomogeni se caracterizează prin următoarele :

— procesul care duce la străpungere nu se dezvoltă simultan pe întreaga grosime a dielectricului, ci începe într-un singur loc şi apoi se propagă în corpul dielectricului de-a lungul dreptei care uneşte vîrfurile celor doi electrozi;

— străpungerea dielectricului nu se produce în întregul volum al acesuia, iar secţiunea transversală a canalului de străpungere este foarte mică ;

— locul străpuns al dielectricului se caracterizează prin dezagregarea mecanică, termică şi chimică, de cele mai multe ori prin toate aceste feluri de dezagregare.

Metoda de dezagredare a rocilor folosind curenţi de înaltă frecvenţă se bazează pe următorul principiu (fig. 1) : prin contactul direct cu roca supusă dezagregării se trece curent electric de o anumită frecvenţă. Datorită acţiunii cîmpului electric de înaltă frecvenţă şi a curenţilor de conducţie, roca aflată în zona dintre contacte se încălzeşte rapid şi în ea se produce o străpungere termică. Roca dielectrică sau rău conducătoare devine astfel prin canalul de străpungere, bună conducătoare. Continuîndu-se încălzirea canalului conducător de curent, în rocă iau naştere tensiuni termoelectrice, suficiente pentru dezagregarea ei. Condiţiile de străpungere termică în diferite roci depind de proprietăţile electrice şi magnetice ale rocii. De aceea, pentru fiecare tip de rocă corespund curenţi de o anumită frecvenţă. În general, se utilizează curenţi cu frecvenţă de 50 — 8 000 Hz.

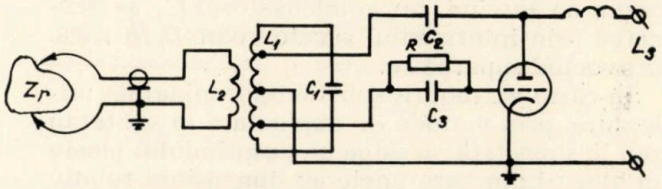


Fig. 1. Schema principală a instalaţiei pentru dezagregarea rocilor prin curenţi de înaltă frecvenţă.

Schema electrică de principiu corespunzătoare acestei metode este redată în figura 1. Circuitul oscilant constă din inductanţa L_1 şi capacitatea C_1. Bobinajul primar al transformatorului de înaltă frecvenţă constă din inductanţaL, iar cel secundar din inductanţa L_2. La ieşirile bobinajului secundar, alcătuit din 2—4 spire, cu ajutorul unui cablu coaxial, se conectează bornele de contact. Circuitul electric, format din bobinajul secundar L_2 bornele de contact şi blocul de rocă care se sparge, formează circuitul de sarcină. În cazul dat în figura 1, circuitul de sarcină este aperiodic, întrucît îi lipseşte condensatorul.

În figura 2 este redată schema principială a instalaţiei de dezagregare a rocilor prin folosirea simultană a curenţilor de înaltă frecven-

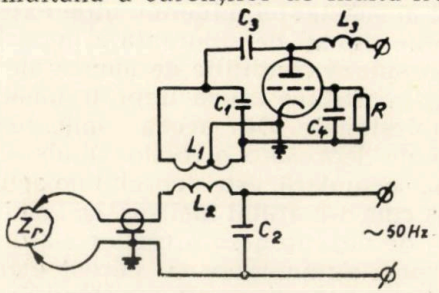


Fig. 2. Schema principală a instalaţiei pentru dezagregarea rocilor folosind simultan curenţi de înaltă frecvenţă şi curenţi cu frecvenţă industrială.

ţă şi de frecvenţă industrială. În acest caz (fig. 2) pentru străpungerea electrică a rocii şi formarea canalului conducător de curent se utilizează curentul de înaltă frecvenţă, iar pentru spargerea blocului de rocă se utilizează curentul alternativ de frecvenţă industrială împreună cu curentul de înaltă frecvenţă. Inductanţa L_2 capacitatea C_2 şi bornele de contact consti-

tuie circuitul de sarcină, iar inductanta L_1 și capacitatea C_1 — circuitul oscilant de înaltă frecvență.

Schema electrică a instalației de dezagregare a rocilor folosind curenți de înaltă frecvență cu impulsuri este redată în figura 3.

Această metodă constă în folosirea pentru formarea canalului de străpungere a curenților de înaltă frecvență, iar dezagregarea rocii se realizează prin impulsurile primite de la condensator. Tensiunea de înaltă frecvență se obține de la transformatorul L_1—L_2 prin capacitatea C_2. În momentul formării în rocă a canalului de străpungere, releul *RT* întrerupe rețeaua de sarcină, iar condensatorul C_1 se descarcă prin intermediul elcatoarelor *D* în rocă, provocînd ruperea sa.

În cazul extragerii substanțelor minerale utile dure, prin metode de exploatare în subteran sau la suprafață, acestea se desprind din masiv în blocuri din care unele au dimensiuni relativ mari. Pentru a putea fi încărcate și transportate, aceste blocuri trebuie supuse unei sfărîmări secundare.

Sfărîmarea secundară cu ajutorul explozivilor este un proces tehnologic dificil, care mic-

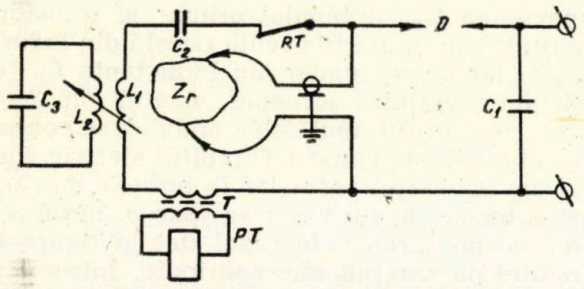


Fig. 3. Schema principală a instalației pentru dezagregarea rocilor prin curenți de înaltă frecvență cu impulsuri.

șorează productivitate muncii, mărește prețul de cost al substanței minerale utile extrase, înrăutățește gradul de siguranță a lucrării miniere, îngreuiază condițiile de muncă ale muncitorului, constituie cauza unor traumatisme și boli profesionale. De aceea aplicarea noilor metode de degresare a rocilor miniere, la sfărîmarea secundară, este deosebit de actuală.

După cum s-a arătat mai sus, cea mai eficace metodă de dezagregare a rocilor s-a dovedit a fi cea prin străpungere cu curent electric de înaltă frecvență, cu diferitele sale variante.

În lucrările subterane, prin folosirea metodei de dezagregare prin străpungerea cu curenți de înaltă frecvență, se poate realiza automatizarea operației de sfărîmare secundară aceasta efectuîndu-se chiar pe transportorul vibrant.

În comparație cu sfărîmarea mecanică această metodă este avantajoasă prin aceea că permite micșorarea cheltuielilor de investiție, formează mult mai puțin praf și deci se simplifică aerajul, iar compoziția granulometrică a rocilor sfărîmate este mai corespunzătoare.

În figura 4 este redată schema automatizării sfărîmării secundare la o instalație de sfărîmare cu culbutor, unde *1* este culbutorul, *2* porțiunea înclinată a transportorului vibrant,

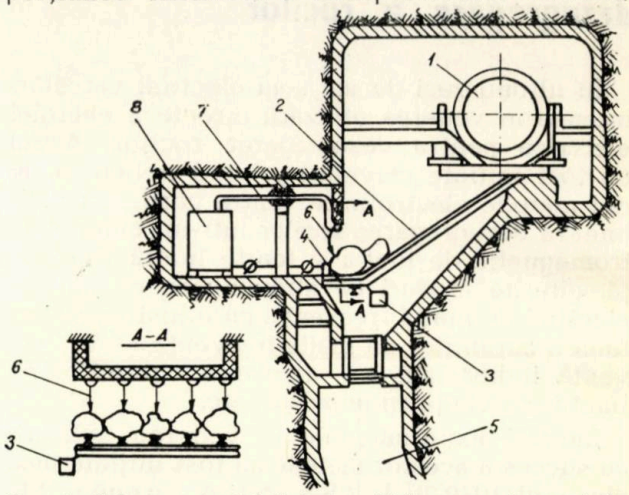


Fig. 4. Schema instalației de sfărîmare prin metoda electrotermică în cazul descărcării cu culbutorul.

3 vibratorul, *4* partea orizontală a ciurului vibrant, *5* silozul, *6* electrozii, *7* cablul de alimentare coaxial (fider), *8* generator de curenți de înaltă frecvență.

În secțiunea *A-A* se vede că pentru sfărîmarea bucăților de rocă se folosesc 5—6 electrozi suspendați de tavanul încăperii printr-un element izolator.

Generatorul de înaltă frecvență se poate instala pe o suprafață de aproximativ 20 m² și se execută cu 5—6 secțiuni cu puterea de cîte 30 kW.

În figura 5 este redată schema amplasării instalației de sfărîmare secundară prin străpungere la un alimentator vibrant unde : *1* este

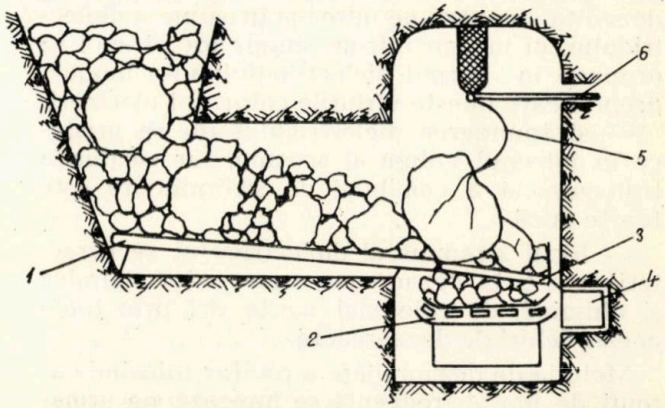


Fig. 5. Schema instalației de sfărîmare prin metoda electrotermică în cazul folosirii alimentatorului vibrant.

alimentatorul vibrant, *2* transportorul cu bandă, *3* transportorul vibrant, *4* vibratorul, *5* electrodul de contact, *6* cablul de alimentare (fider).

Din cercetările experimentale s-a dedus că în punctele de transbordare este avantajos să se efectueze sfărîmarea secundară prin combi-

narea a două metode: mecanică (concasare cu fălci) și electrotermică (prin străpungere cu curenți de înaltă frecvență). În mod curent

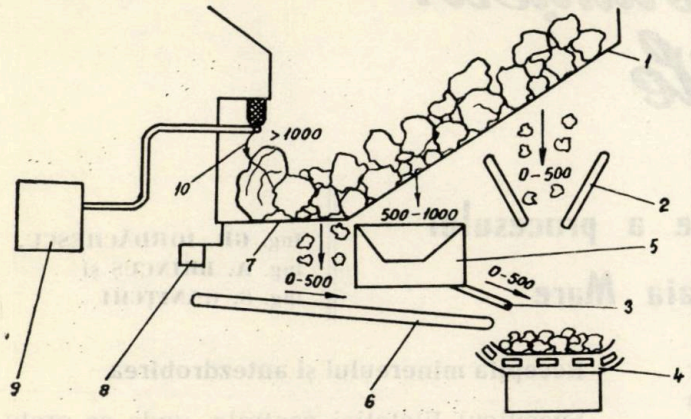


Fig. 6. Schema instalației de sfărîmare termomecanică mobilă.

această metodă combinată de sfărîmare secundară se numește metoda termomecanică.

În cazul exploatărilor în cariere, cînd încărcarea rocilor se face cu excavatoare, iar transportul cu transportoarele cu bandă, silozului de primire mobil i se atașează și instalația de sfărîmare secundară termomecanică.

În acest caz dimensiunile și puterea concasorului cu fălci poate fi mult mai mică decît în cazul sfărîmării mecanice.

În figura 6 este redată schema instalației mobile de sfărîmare termomecanică unde: *1* este ciurul înclinat al silozului de primire, *2* pîlnie, *3* alimentator, *4* transportor cu bandă, 5 concasor, *6 alimentator*, *7* ciur vibrant, *8* vibrator, *9* generator de înaltă frecvență, *10* electrod de contact.

Excavatorul golește cupa în silozul de primire avînd un ciur înclinat care lasă să treacă bucățile de rocă cu dimensiunile pînă la 500 mm și cad direct în transportorul cu bandă. Bucățile de rocă cu dimensiunile între 500—1 000 mm intră în condensatorul cu fălci, iar după sfărîmare se încarcă în transportorul cu bandă. Bucățile cu dimensiunile peste 1000 mm intră în ciurul vibrant orizontal. unde vine în contact cu electrozii și se sfărîmă.

În figura 7 este redată schema punctului de transbordare în sistemul de transport autocamion basculant-transportor cu bandă, prevăzut cu instalație de sfărîmare termomecanică unde: *1* este autocamionul basculant, *2* partea înclinată a ciurului (0—500 mm), *3* pîlnia, *4* și *6* transportoarele cu bandă, 5 concasorul cu fălci, *7* vibratorul, *8* partea orizontală a ciurului (0—500 mm), *9* electrodul, *10* partea înclinată a ciurului (500—1 000 mm).

În figura 8 este redată schema lucrării cu instalația de screper combinată cu instalația de sfărîmare termomecanică unde: *1* este screperul, *2* platforma de primire, *3* transportorul în consolă, *4* transportorul vibrant, 5 electrodul, *6* vibratorul, *7* încărcătorul cu bandă, *8* transportor cu bandă.

Concluzii

1. Dezagregarea rocilor folosind metoda străpungerii cu curent electric de înaltă frecvență are perspective mari, datorită eficacității și randamentului mult mai mare în comparație cu celelalte metode cunoscute.

2. Aplicarea acestei metode la sfărîmarea secundară a rocilor este mult mai avantajoasă

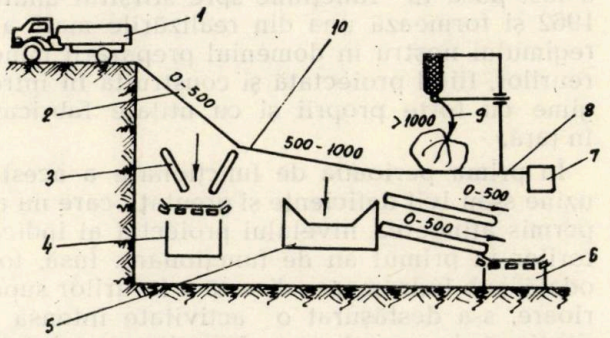


Fig. 7. Schema instalației de sfărîmare termomecanică în punctul de transbordare în cazul transportului cu autocamioane și transportoare cu bandă.

în comparație cu metoda de sfărîmare cu exploziv.

3. Înlocuirea în subteran a sfărîmării mecanice (cu concasoare) cu sfărîmarea electrotermi-

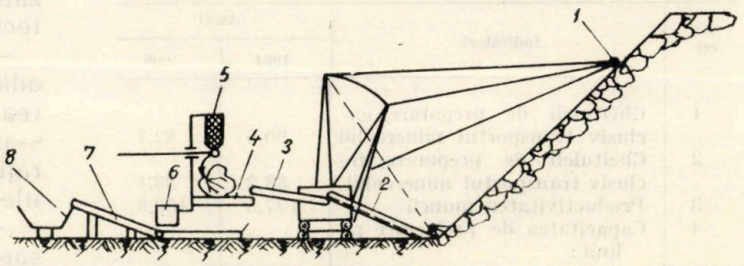


Fig. 8. Schema instalației de sfărîmare termomecanică în cazul încărcării cu screper.

că, permite să se micșoreze cheltuielile de investiții și se evită vicierea aerului în subteran.

4. Combinarea metodei de sfărîmare electrotermică (cu curenți de înaltă frecvență) cu metoda de sfărîmare mecanică (cu concasoare) are o serie de avantaje, printre care și acela că permite micșorarea substanțială a capacității și puterii concasorului.

Prepararea substanțelor minerale utile

Rezultatele activității de asimilare a procesului tehnologic la Flotația centrală Baia Mare

Ing. GR. IORDĂCHESCU,
ing. A. BRINCUȘ și
ing. S. GANIȚCHI

Flotația centrală de preparare a minereurilor din Baia Mare, obiectiv important izvorît din Documentele Congresului al VIII-lea al P.C.R., a fost pusă în funcțiune spre sfîrșitul anului 1962 și formează una din realizările mari ale regimului nostru în domeniul preparării minereurilor, fiind proiectată și construită în întregime cu forțe proprii și cu utilaje fabricate în țară.

În prima perioadă de funcționare a acestei uzine s-au ivit deficiențe și greutăți, care nu au permis atingerea nivelului proiectat al indicatorilor în primul an de funcționare. Însă, totodată, sub îndrumarea directă a forurilor superioare, s-a desfășurat o activitate intensă și continuă de remediere a lipsurilor constatate, ceea ce a permis o îmbunătățire substanțială a indicatorilor în anii 1964—1966, după cum se vede în tabela 1.

Tabela 1

Dinamica indicatorilor principali realizați la Flotația centrală Baia Mare în anii 1964 — 1966 (anul 1963 = 100)

Nr. crt.	Indicatori	Anul	
		1964	1966
1	Cheltuieli de preparare, exclusiv transportul minereului	90,5	82,7
2	Cheltuieli de preparare, inclusiv transportul minereului	88,2	83,1
3	Productivitatea muncii	177,5	159,5
4	Capacitatea de prelucrare pe linii :		
	linia 1	118,1	146
	linia 2	126	137,5
	linia 3	95,5	104,5
	linia 4	122,5	119,5
	linia 5	117,5	137,4
	linia 6	195,0	190,0
5	Extracția de metal medie :		
	— plumb	107,5	111,5
	— zinc	120,7	126,0
	— cupru	96,5	108,5

În cele ce urmează sînt redate concluzii, cu privire la probleme tehnice și organizatorice, abordate în cadrul activității complexe de asimilare a procesului tehnologic din această uzină.

Recepția minereului și antezdrobirea

Specificul Flotației centrale, unde se prelucrează opt sorturi de minereu diferite, reclamă ca încă de la recepție să se asigure transportul și prelucrarea separată a fiecărui sort, eliminîndu-se amestecarea minereurilor.

Pentru a realiza aceasta, dispunînd numai de patru linii de recepție (buncăr-alimentator-bandă), este inevitabilă alternarea diferitelor sorturi de minereu pe aceeași linie și de aceea a fost necesară o instalație de semnalizare optico-acustică între stația de recepție și platforma deasupra silozurilor de minereu brut, precum și o organizare foarte precisă a muncii la recepție.

Pentru minereul complex Rodna adus pe calea ferată și pentru minereul Suior, ce se va prelucra pe linii de sfărîmare proprii, s-a constatat necesitatea creării unor stații de recepție aparte, special amenajate, neprevăzute în proiectul inițial.

Utilajele de sfărîmare, în general bine realizate, au reclamat totuși unele amenajări și perfecționări, din care menționăm :

— la concasoarele cu fălci nr. 8 s-au adus adaptări mecanice care au făcut posibilă reglarea în limite mai largi a deschiderii fălcilor și s-au eliminat scurgerile de ulei în minereu prin raționalizarea întregii instalații de pompare a uleiului ;

— ciururile de tip Schieferstein pentru clasarea minereului înainte de sfărîmarea primară au trebuit să fie scoase din uz din cauza deteriorării rapide și înfundării permanente cu minereu caolinos. Cum această clasare este totuși necesară, se preconizează încercarea ciururilor cu vergele mobile, ce se experimentează la E. M. Dobrești și funcționează în condiții optime în instalațiile din R.D.G. ;

— la ciururile IPROMET pentru clasarea minereului înainte de a doua treaptă de sfărîmare s-a consolidat carcasa, s-a perfecționat suspensia elastică și s-a mărit înclinarea sitei pe contul eliminării sitei inferioare, cu rezultate bune.

Benzile de transport în antezdrobire formează o problemă deosebit de dificilă, deoarece în-

sumează o lungime de peste 1 200 m ca urmare a așezării uzinei pe teren orizontal. Și aici s-au adus numeroase îmbunătățiri, din care menționăm: ștergătoare autoreglabile cu contragreutate, dispozitiv de blocare cu clichet pentru a împiedica mișcarea benzii înapoi, amenajare pentru ungerea rolelor în timpul mersului benzii. S-au perfecționat metodele de vulcanizare a benzilor.

Jgheaburile pentru transportul minereului au fost înclinate la maximum și căptușite, în punctele mai solicitate la uzură, cu resturi de blindaje de la morile cu bile.

Fundul silozurilor de minereu brut, care prezenta pante mici, este în curs de modificare prin mărirea pantei pînă la 60° și căptușirea cu tablă, ceea ce va elimina dificultățile cu formarea stocului mort. De asemenea, și la silozurile cilindrice de minereu sfărîmat se mărește înclinarea fundului conic de 45° la 60°.

Pentru a feri minereul de îngheț, s-a amenajat încălzirea spațiului deasupra și dedesubtul silozurilor.

Culoarele benzilor de recepție, realizate inițial în construcție deschisă, au fost acoperite, izolate termic și încălzite. Pentru a încălzi mai ușor halele concasoarelor și granulatoarelor, culoarele cu benzi legate de aceste hale au fost obturate prin pereți cu uși.

În ceea ce privește desprăfuirea, nu s-a ajuns încă la o soluție mulțumitoare prin sistemul inițial cu hote de aspirație și nici prin carcasarea utilajelor. Filtrele cu saci nu au dat rezultate bune. Se încearcă acum introducerea hidrocloanelor pentru reținerea prafului prin umezire.

S-a amenajat o cameră de tratare a muncitorilor de la antezdrobire cu electro-aerosoli, care funcționează mulțumitor.

În prezent, recepția și antezdrobirea fac față tonajului mereu crescînd de minereu prelucrat. Granulația maximă a minereului sfărîmat a scăzut simțitor, ajungînd la 30—40 mm și este în continuă scădere.

Măcinarea

Pentru a mări capacitatea de măcinare la cele patru mori în anul 1964 s-au montat pinioane de atac cu 29 dinți în loc de 25 sau 27, cît era pînă atunci. Cu aceasta turația morilor a ajuns la 22,4 rot/min, sau circa 85% din turația critică. Cele două mori noi, puse în funcțiune în anul 1965, au pinioane de atac cu 30 de dinți și fac 23,1 rot/min, sau circa 88% din turația critică.

Mărirea turației a contribuit la creșterea productivității morilor respective, apreciată la circa 10%. O dată cu aceasta însă se remarcă și o uzură ceva mai rapidă a căptușelilor și este necesar a se studia în continuare dacă această uzură se datorește turației mărite, sau faptului că alimentarea morilor nu se menține la nivelul corespunzător capacității mărite.

În ceea ce privește cele două linii cu mori de 2 400 x 2 500 mm, este prevăzută mărirea turației și la ele și anume de la 77% la 85% din turația critică, prin înlocuirea pinioanelor de 20 dinți cu alții de 22 dinți.

Funcționarea îmbunătățită a instalațiilor de măcinare se datorește și unei serii de amenajări și perfecționări, din care menționăm: eliminarea pierderilor de ulei din lagărele morilor prin modificarea instalației de pompare a uleiului, eliminarea pierderilor de ulei din lagărul pinionului de antrenare prin perfecționarea carcasei lagărului, amenajarea răcirii băii de ulei a reductorului la morile de 2 400 x 2 500 mm, modificarea lungimii barelor de căptușeală pentru a se monta și demonta ușor, folosirea garniturilor din pîslă în loc de plumb la șuruburile de fixare a blindajelor, amenajarea unor chei cu clinchet pentru strîngerea rapidă a acestor șuruburi. Pentru a reține așchiile și eventual bilele ce pot ieși pe gura morii, se consideră necesar amenajarea unor ciururi tronconice la gura morii.

La clasoarele spirale s-a soluționat etanșarea lagărelor subacvatice, s-au prelungit spiralele în partea de jos cu circa 600 mm, ceea ce împiedică depunerea materialului lîngă pragul de deversare, s-au căptușit în formă de V jgheaburile clasor-moară, s-au ridicat cu circa 150 mm, jgheaburile moară-clasor, s-a renunțat la blindaje din cauciuc la spirale, s-a redus turația la o parte din clasoare cu efect pozitiv pentru procesul de clasare, s-a clarificat cauza ruperii arborilor la unele spirale. Se prevede mecanizarea ridicării spiralelor și la clasoarele cu diametrul de 1 000 mm.

La silozurile de minereu sfărîmat, acolo unde minereurile umede și caolinoase nu se puteau alimenta uniform în mori, s-a introdus cu succes umezirea fundului conic al silozului printr-o conductă inelară perforată, plasată la marginea de sus a conului.

La alimentatoare s-au adus perfecționări constructive. Astfel s-a amenajat un dispozitiv care permite reglarea lesnicioasă a alimentării, prin ridicarea sau coborîrea pîlniei conice fără ajutorul cheilor. Căptușirea discului alimentatorului se face cu o singură bucată de tablă în loc de opt. S-au protejat alimentatoarele contra blocării cu minereu.

Refularea tulburelii de la mori la celule s-a îmbunătățit prin apropierea bazinelor către pompe. S-au eliminat ventilele de la tragerea pompelor, înlocuindu-se prin supape montate în interiorul bazinului. S-au eliminat și ventilele la refularea pompelor, prevăzînd fiecare pompă cu conductă de refulare proprie pînă la un punct de joncțiune, ales astfel ca tulbureala refulată de o pompă să nu poată ajunge la pompa de rezervă.

S-a realizat o rețea de semnalizare optico-acustică între mori și celule, pentru coordonarea rapidă a opririlor și pornirilor.

La linia nr. 6 s-a modificat schema de măcinare prin eliminarea hidrocicloanelor, care nu alimentau moara din treapta a doua cu un debit corespunzător capacității acestei mori. În prezent se poate lucra cu ambele mori sau cu una oaricare din ele. Cînd se lucrează cu ambele mori, se resimte în mod accentuat capacitatea limitată a clasorului. Se impune studierea unor soluții de corectare, ca de ex.: hidrociclonare de control.

Amenajări analoge sînt posibile și la liniile 7 și 8, care au, de asemenea, cîte o moară de 2 700 x 3 000 mm și una de 2 400 x 2 500 mm. Pentru aceasta trebuie montată cîte o bandă de circa 10 m lungime pentru alimentarea directă a morii mici.

Flotarea

Problema principală de flotare a fost asigurarea posibilităților de prelucrare a fiecărui sort de minereu la o anumită linie, adaptată cît mai bine la specificul sortului respectiv. Totodată s-a urmărit eliminarea prelucrării în amestec a minereurilor, ceea ce s-a reușit complet numai în luna aprilie 1965, cînd și minereurile cuprifere Nistru și Ilba au început să fie prelucrate separat.

Adaptarea liniilor de flotare la specificul tehnologic al minereurilor respective s-a început de fapt, de la măcinare, unde s-a ales în mod corespunzător încărcătura în bile și compoziția ei, turația clasorului, înălțimea pragului de revărsare etc. și s-a continuat la celule, prin potrivirea numărului de celule pe circuite, schemei circuitelor, schemei adiției reactivilor. Aceasta este o lucrare migăloasă și de lungă durată, care nu se poate considera terminată nici în prezent, însă tocmai acestor factori — separarea completă a minereurilor și adaptarea liniilor de preparare — se datoresc în mare măsură indicatorii ridicați, realizați în ultimii ani în comparație cu anul 1963.

În prezent la Flotația centrală toate minereurile complexe se prelucrează după schema de flotare colectiv-selectivă a blendei și piritei, ceea ce duce la avantaje importante ca: mărirea extracției de pirită, reducerea sau eliminarea completă a consumului de acid sulfuric, stabilitatea mărită a procesului de flotare, reducerea uzurii pieselor de schimb din celule. Pentru fiecare minereu a fost găsită schema optimă prin numeroase încercări. Astfel pentru minereul complex Rodna, cu un conținut de pirotină de același ordin de mărimea cu pirita, s-a ajuns actualmente la schema care cuprinde: flotarea selectivă a galenei, flotarea colectivă a blendei și piritei (fără adaos de acid), flotarea colectivă a restului de blendă cu pirotină (cu adaos de acid) și separarea concentratului colectiv în blendă de o parte și pirită plus pirotină de altă parte. Pentru minereul aurifer Suior se palică schema cu readucerea produselor medii de la reflotare în clasor. S-a confirmat pentru toate sorturile de minereu că apa, dată cu debit mare în ultima treaptă de reflotare a concentratelor, permite ridicarea indicatorilor: calitate mai bună a concentratului, reducerea consumului de spumanți și colectori, ușurarea îngroșării și filtrării.

S-au adus îmbunătățiri constructive celulelor de flotare IPROMIN de 2,8 m³ avînd ca efect, în special, reducerea uzurii și ușurarea reparațiilor. Astfel, s-au căptușit celulele cu lemn de stejar și s-au înlocuit buzunarele din tablă cu altele din lemn, ceea ce practic a eliminat problema uzurii pereților și buzunarelor, aceasta din urmă datorită în special măririi dimensiunilor buzunarelor; s-a simplificat mult modul de fixare a știuțurilor la distribuitor și la peretele celulei, ceea ce a redus timpul de montare a unui ansamblu rotor-stator de la 4—6 h la 1—2 h; s-a eliminat un rînd de grătare și un rînd de palete, ceea ce a ușurat mult lucrările de reparații în celule fără nici un incovenient tehnologic; s-a adoptat o construcție cu mufă cu filet în două sensuri pentru știuțurile de legătură dintre grupurile de celule, ceea ce a ușurat mult înlocuirea acestor știuțuri. S-a experimentat cu succes rotorul cauciucat. Se pregătește extinderea acestui procedeu pentru toate rotoarele de celule de 2,8 m³ și elaborarea unei metode de cauciucare a statoarelor.

Un efect tehnologic sporit se observă la celulele de reflotare, atunci cînd în tubul lor central se practică orificii pentru recircularea tulburelii, după modelul celulelor Denver originale. Așezarea egalizatoarelor la nivelul celulelor și imediat lîngă celula de alimentare a permis să se reducă discontinuitățile în alimentarea celulelor.

Lipsa agitatoarelor de condiționare înaintea fiecărui ciclu de flotare este o scădere care nu a putut fi remediată din cauza condițiilor de spațiu. Parțial rolul agitatoarelor a fost suplinit de unele celule amenajate special în acest scop.

Pentru adiția constantă a reactivilor s-a dovedit necesară instalarea unor dozatoare automate, care nu au fost prevăzute în proiectul inițial. În acest scop este în curs de amplificare hala flotației. Stația de depozitare și refulare a acidului sulfuric s-a dovedit necorespunzătoare. S-a renunțat la transportul acidului cu ajutorul unui vas așezat pe camion și s-a trecut la cisterne de cale ferată, din care cu pompa se refulează direct în rezervoarele din depozit. Acest depozit urmează a fi închis, acoperit și încălzit.

Varul joacă un rol deosebit de important la Flotația centrală, în special după trecerea la

schemele de flotare colectiv-selectivă a blenei și piritei, însă pregătirea laptelui de var încă nu se face mulțumitor, din care cauză este în curs de proiectare sistematizarea stației respective, cuprinzînd și un bazin pentru depozitarea varului sub formă de pastă. Malaxorul cilindric cu ax vertical, folosit în prezent, nu este un utilaj adecuat pentru stingerea varului, deoarece pietrele îl blochează și îl scot din uz, iar stingerea nu se face destul de complet. Este necesar un tambur orizontal de spălare pentru stingerea varului, sau cel puțin pentru îndepărtarea pietrelor după care stingerea se poate face în malaxor.

Distribuția laptelui de var la locurile de consum s-a rezolvat mulțumitor printr-o instalație compusă din agitator, pompe și o conductă de recirculare de 100 mm diametru în lungul halei, din care pleacă racorduri scurte la locurile de consum.

Pentru reținerea impurităților din soluțiile corosive de reactivi se folosesc cu succes site din masă plastică.

Adiția reactivelor în moară se dozează de la celule, ceea ce permite un control eficace.

Mulțumită măsurilor luate consumul specific de reactivi, cu puține excepții, a scăzut simțitor față de perioada inițială.

Îngroșare—filtrare

Aici a fost de rezolvat problema circulației materialului de la celule la îngroșătoare și apoi la filtre, sau direct de la celule la filtre.

Soluția optimă pentru îngroșătoare s-a dovedit a fi ridicarea lor la 1,4 m de la podea, ceea ce permite alimentarea lor de la celule, circulația deasupra lor, golirea lor în caz de nevoie în bazine de la nivelul pardoselii, evacuarea îngroșătorului cu pompe cu membrană, așezate sub nivelul tulburelii din îngroșător, dar suficient de ridicate pentru a alimenta filtrele prin căderea liberă.

Folosirea pompelor centrifuge pentru îngroșătoarele așezate pe podea sau ridicate nu au dat rezultate bune. De asemenea și scurgerea liberă din îngroșător în filtru, deși a fost aplicată un timp oarecare, nu se recomandă, neasigurînd un debit constant ca în cazul pompei cu membrană.

Pentru alimentarea directă a filtrelor de la celule s-au amenajat conducte, urmărind a li se da înclinarea maximă posibilă, ceea ce a eliminat necesitatea adiției de apă, atît de dăunătoare pentru filtrare.

În prezent s-a renunțat la îngroșarea tuturor concentratelor, cu excepția piritei care vine mult prea diluată din procesul de separare după flotarea colectivă cu blendă.

O problemă nesoluționată este evacuarea ritmică a apei din rezervoarele de apă filtrată. Este necesar a se încerca automatizarea acestei operații pe diferite căi.

Instalațiile de producere a vidului și de filtrare au suferit perfecționări importante, funcționale și constructive. S-a separat rețeaua de vid în cinci sectoare ceea ce permite menținerea unui vid mai ridicat în fiecare sector. S-au perfecționat filtrele de la 10 m^3 prin modificarea articulației de acționare a greblei, modificarea înclinării cuțitului astfel ca să permită scăderea turtei de la sine, amenajarea unui dispozitiv practic pentru golirea filtrelor.

La filtrele de 30 m^3 s-a consolidat mecanismul de acționare a greblei, s-a adoptat construcția sudată, mai robustă, a greblei, s-a perfecționat dispozitivul de fixare a pînzei, s-au întărit capacele frontale.

La toate filtrele s-au amenajat podețe în fața buncărelor, care permit filtrașului să golească buncărul în condiții de securitate și cu efort redus. S-a adoptat legătura elastică pentru conductele de apă și aer la capul de distribuție, așa cum este la conductele de vid, pentru a nu deranja etanșeitatea capului de distribuție.

La legăturile cazanelor de apă filtrată s-au înlocuit ventilele cu șubăr prin ventile cu cep.

S-a încercat perfecționarea gurilor de buncăr prin adoptarea unui singur sector de cerc, în loc de două, cu rezultat pozitiv, totuși cele mai bine rezultate s-au obținut cu gurile de buncăr de tip nou IPROMIN, cu bandă de cauciuc, montate în 1965.

S-a realizat izolarea și încălzirea gurilor de buncăre pe timp de iarnă.

Pentru reducerea pierderilor de concentrate s-a canalizat platforma de încărcare de sub buncăre cu canale deschise, acoperite cu grătare metalice carosabile și avînd cămine de vizitare din loc în loc.

Depozitul de concentrate este deservit în bune condiții de graifăre, însă la acestea a trebuit să se aducă o serie de perfecționări, ca : înlocuirea căii de rulare patrate prin șine de 34,5 kg/m ; pavarea bazinelor de concentrate cu calupuri de andezit încastrate în grătare din șină de cale ferată, spre a nu se deteriora pavajul de către graifăr ; acoperirea fiecărui graifăr. În mod normal întreaga clădire a depozitului trebuie să fie acoperită pentru a proteja graifărele și concentratele de umezire.

Gospodărirea sterilului

În condițiile Flotației centrale tulbureala de steril este refulată în sus pînă la iazul de decantare, la o distanță de circa 700 m și o diferență de nivel de 17 m.

În aceste condiții pompele de tip Panzer de 8" nu fac față, mai ales o dată cu înălțarea digului și lungirea conductei de distribuție care și în prezent este de 800 m, iar în viitor va fi de peste 1 300 m.

Este indicată amenajarea unei a doua stații de pompare la piciorul iazului, sau dotarea cu pompe de mare capacitate și înălțime re refulare.

Pentru ușurarea exploatării s-au montat suprateran conductele de refulare, care inițial au fost montate subteran; s-au amenajat pipe care ridică distribuitoarele deasupra digului, astfel ca pe furtune tulbureala să curgă prin cădere; s-a introdus un sistem de iluminare prin stîlpi mobili așezați pe dig și purtînd reflectoare; s-au introdus lopeți mecanice pentru construirea digului, care reduc în mod substanțial manopera.

Instalația electrică

În prima perioadă de funcționare instalația electrică a avut deranjamente din cauza unor defecțiuni de proiectare sau montaj. Pe parcurs acestea au fost remediate printr-o serie de măsuri, din care menționăm: montarea a două linii aeriene spre a se dubla alimentarea uzinei realizată prin cablurile subterane; introducerea protecției temporizate în posturile trafo, îmbunătățirea factorului de putere prin montare de condensatori; sectorizarea alimentării cu energie electrică pe fluxuri tehnologice; perfecționarea îmbinărilor barelor de aluminiu; așezarea întrerupătoarelor astfel ca de la ele să se vadă utilajul deservit; înlocuirea întrerupătoarelor CITUC 350 A de la morile de 250 t/zi cu DITA 450—600 A ; îmbunătățirea izolației reostatelor de pornire de la aceste mori ; procurarea de motoare de rezervă din toate tipurile. La motoarele de 6 kV de la morile de 2 700 x 3 000 mm s-a amenajat un dispozitiv de scurtcircuitare a rotorului, spre a se evita încălzirea reostatului de pornire.

În ce privește rețeaua din bare de aluminiu, aceasta nu este recomandabilă pentru uzine cu trepidații puternice cum sînt uzinele de preparare.

Iluminatul interior al halelor de măcinare, flotare și filtrare a fost dublat față de cel inițial, pentru a se asigura lumina necesară. Nu se recomandă becurile cu incandescență deoarece se ard repede în urma creșterilor de tensiune. Se recomandă becuri cu luminescență, care dau și o lumină naturală.

Iluminatul exterior realizat cu cabluri subterane se recomandă a se înlocui prin linii aeriene, care nu sînt supuse deteriorării, iar becurile cele mai potrivite pentru exterior sînt cele de mercur.

Organizarea, controlul tehnic, evidența producției

Organizarea din ce în ce mai concretă, mai precisă și mai stabilă, pornind de la conducerea exploatării și pînă la organele auxiliare cele mai mărunte, a fost unul din factorii cei mai hotărîtori în îmbunătățirile realizate în ultimii doi ani.

Un rol important pentru procesul de producție l-a jucat organizarea judicioasă a controlului tehnic și totodată a evidenței producției.

Bilanțul metalic se închide de regulă mulțumitor de cînd întreaga cantitate de minereu intrat și concentrate expediate se cîntăresc. Astfel se confirmă necesitatea ca la orice uzină de preparare din prima zi de producție să funcționeze cîntarele respective.

Serviciul de control tehnic își concentrează activitatea la punctele de intrare și ieșire a produselor din uzină, lăsînd pe seama secțiilor să-și controleze procesul de producție intern.

Controlul tehnic este cel care determină zilnic pe schimburi și pe sorturi granulația minereului sfărîmat predat secției flotației.

Probarea și analizarea produselor se face strict pe sorturi de minereu, pentru a permite calcularea separată a indicatorilor. Controlul tehnic determină zilnic și finețea de măcinare pe sorturi de minereu.

Rapoartele tehnice lunare se întocmesc de secția de flotație pe sorturi de minereu și pe instalații. Calculul extracției tehnologice la minereurile complexe se face cu formula trimetalică, pornind de la analiza sterilului final, spre a se evita erorile.

Pentru stimularea muncitorilor din secția flotației este organizată întrecerea între schimburi pe baza indicatorilor realizați lunar. Evidența realizatorilor se ține săptămînal. Premierea lunară a schimburilor se face diferențiat în raport cu rezultatele întrecerii și acest factor formează o pîrghie puternică pentru îmbunătățirea continuă a indicatorilor.

Un rol special în munca de punere la punct a procesului tehnologic de preparare la uzina noastră, i-a revenit Sectorului de cercetări miniere din Baia Mare, care prin cercetătorii săi a transpus în instalațiile industriale concluziile și recomandările studiilor din faza laborator și pilot, efectuate asupra minereurilor noi Ilba și Suior, asupra flotării colectiv-selective a blendei și piritei, asupra emulsionării reactivilor, combaterii prafului silicogen la antezdrobire, asupra compoziției mineralogice a minereurilor și produselor preparării etc., prin aceasta fiind permanent un ajutor prețios al preparatorului din uzină. Interesele progresului uzinelor de preparare reclamă că această contribuție a cercetătorilor să fie continuu dezvoltată și în viitor.

În încheiere, apreciem că experiența pozitivă a asimilării procesului de producție la Flotația centrală Baia Mare din anii 1964—1966 oferă învățăminte practice importante pentru uzine de preparare similare.

PROTECȚIA MUNCII ȘI TEHNICA SECURITĂȚII

Determinarea centrelor de greutate în producerea accidentelor din mine

Ing. I. PISO și
ing. FLORICA BĂLTĂREȚU

Prevenirea accidentelor de muncă, asigurarea și menținerea integrității corporale a angajaților este o obligație reglementată prin legi și în același timp o datorie a tuturor conducătorilor de unități miniere, știut fiind că pe lîngă efectele de ordin fizic, psihic și sociologic, accidentele au ca urmare și serioase consecințe economice.

Accidentele nu se petrec la întîmplare, ci sînt rezultatul logic al uneia sau mai multor cauze, cunoașterea acestora fiind o necesitate de prim ordin. Cunoscînd cauzele, se pot găsi metodele de prevenire pentru evitarea accidentelor.

Cauzele producerii accidentelor pot fi grupate astfel :

— cauze tehnico-organizatorice;
— cauze generate de factorul uman (comportarea greșită);
— cauze combinate;
— cauze fortuite.

Grupa factorilor tehnico-organizatorici cuprinde condițiile naturale ale zăcămîntului, nivelul tehnic al procedeelor de lucru, starea utilajelor, organizarea exploatării, controlul și îndrumarea tehnică, instruirea profesională și asupra N.T.S., modul de recrutare și selecționare al muncitorilor, echipament, aprovizionare etc.

Cauzele datorită omului au o mare importanță deoarece se consideră că omul intervine mai intens în procesul de producție din minerit decît în alte industrii; pe de altă parte această categorie de factori n-a fost suficient studiată încă.

În țările cu industrie minieră avansată s-a acordat în ultimii ani, o mai mare importanță cercetărilor privind factorul uman. Astfel după cercetătorii F. Burkardt și H. Floren [1]" modul greșit de lucru" sau „ comportarea greșită" reprezintă o abatere a comportării (sau a executării lucrului) de la modul de lucru „optim", abatere care poate contribui la deranjarea procesului de producție, la reducerea calității produsului, sau la mărirea pericolului de accidentare.

Acest mod greșit de lucru nu este legat în mod obligatoriu de accident, totuși fiecare greșeală este o acțiune care conține în germene posibilitatea unui accident, la care nu se ajunge decît din lipsa unor alte împrejurări.

Cauzele modului de comportare greșită, se pot împărți în trei grupe principale: lipsa de cunoștințe; lipsa de capacitate; lipsa de disciplină.

În prima grupă sînt cuprinse greșelile de comportare ce apar ca urmare a cunoștințelor insuficiente despre tehnica mineritului, despre pericolele condiționate de stări geologice schimbătoare despre normele de tehnica securității etc.

A doua grupă cuprinde greșelile de comportare ce iau naștere în urma unei îndemînări reduse și a unei deprinderi insuficiente, a oboselii, suprasolicitării sau îmbolnăvirii.

În grupa a treia, un rol preponderent îl joacă subaprecierea pericolului, proasta dispoziție, comoditatea, ușurința, rutina, graba, nerespectarea ordinelor etc.

Pentru a ilustra un aspect al comportării greșite se descrie mai jos un accident luat la întîmplare.

La un abataj frontal dintr-un strat subțire, minerul șef de schimb neglija sistematic asigurarea tavanului imediat sau concomitent cu depilarea cărbunelui, în dorința de a da producție cît mai mare. Astfel, a lucrat în acest mod greșit luni de-a rîndul fără să se întîmple ceva.

Într-o zi, apărînd niște fisuri în coperiș, neobservate de miner, un bloc de piatră s-a desprins, accidentîndu-l pe șeful de schimb mortal.

În cazul descris se constată comportarea greșită; atît maistrul miner, cît și minerul șef de schimb cunoșteau foarte bine normele de tehnica securității, respectiv modul de lucru corect în abatajele frontale. Maistrul minier a tolerat repetatele abateri. Apariția unor fisuri în coperiș, care au determinat căderea blocului de piatră, este factorul de natură tectonică și care dacă nu ar fi acționat, nu s-ar fi ajuns la accident. Se vede clar interacțiunea mai multor împrejurări. Comportarea greșită nu ar fi dus la un accident dacă nu ar fi acționat concomitent mai mulți factori și în același timp se vede cît de periculoasă poate fi o comportare greșită, dacă mai intervin și alte împrejurări.

În acest fel se pot da încă multe exemple.

Scopul cercetărilor în domeniul securității, este de a descoperi sursele de pericole, în mare măsură independente de analiza accidentelor, pentru a crea posibilități de înlăturare a lor.

La efectuarea acestor anchete se urmărește:

1) Stabilirea centrelor de greutate ale accidentelor care pot fi:

— genuri de lucrări;
— metode de exploatare;
— diferite operații;
— strate;
— categorii de calificare, vechime etc.

2) Ancheta propriu-zisă a centrelor de greutate.

3) Centralizarea și interpretarea observațiilor efectuate la locurile de muncă, operațiile etc., stabilite ca centre de greutate.

Stabilirea centrelor de greutate se poate realiza pe baza unei anchete statistice și pe baza observațiilor. Acțiunea principală constă din detectarea surselor de pericol și înlăturarea cauzelor principale care concură la producerea accidentelor pentru a face cît mai puțin posibilă coincidența acestora în timp și în spațiu. Este foarte important de a se căuta să se stabilească înainte de a se ajunge la accident — momentele periculoase, locurile sau operațiile periculoase și, îndeosebi, modul greșit de lucru.

Studiile efectuate în R.F.G. în aceste domenii au arătat că 80% din totalul accidentelor se datoresc factorului uman [1].

În Franța și S.U.A. cercetările se axează pe observarea categoriilor de muncitori mai des supuși accidentării, ca și pe stabilirea corelației dintre gradul de oboseală al muncitorului și pericolul de accidentare.

O anchetă efectuată în S.U.A. pe perioada de 10 ani asupra accidentelor produse prin surpări și căderi de roci, a stabilit repartizarea lor după vinovăție:

— greșeala evidentă a victimei . 27,7%;
— neglijența altei persoane . . 22,7%;
— forță majoră . . . . . 19,6%.

La minele din Belgia, ca urmare a anchetelor și studiilor întreprinse, s-a preconizat introducerea unor evidențe speciale care să indice:

— locurile de muncă periculoase;

— categoriile de muncitori mai des supuse accidentării.

În Ruhr se efectuează anchete de securitate care au ca scop:

— stabilitatea centrelor de greutate;

— eliminarea posibilităților de accidentare.

Ca urmare a cunoașterii locurilor și surselor de accidentare mai frecvente, se indică rezultate bune, care demonstrează rolul preventiv al acestor anchete de securitate.

În minele din Belgia în perioada experimentată, frecvența accidentelor a scăzut cu circa 40%, iar Franța cu 25%.

Se descrie totuși că cercetările în acest domeniu sînt numai în faza incipientă, în majoritatea cazurilor măsurile imediate fiind luate numai în ceea ce privește partea tehnică a exploatării, urmînd ca pe baza cercetărilor în domeniul factorului uman să se treacă la măsuri de ordin organizatoric.

La noi în țară, problema accidentelor s-a luat în studiu sistematic în anul 1963 cu ocazia unei ample anchete [2]. Ancheta a cuprins o perioadă mare și anume a vizat accidentele petrecute în industria minieră în decurs de 13 ani. Aceasta a depistat cauzele generatoare de accidente și a fixat jaloane noi în acțiunea de combatere și prevenire.

În continuare, într-un mod asemănător principiilor de cercetare din străinătate, s-a trecut la studierea centrelor de greutate la cîteva mine reprezentative din țara noastră și care prezentau o frecvență mai ridicată în accidente.

În cadrul lucrărilor s-au luat în considerare accidentele înregistrate în anii 1964—1965.

Cercetarea s-a efectuat în următoarele faze:

a) Determinarea topografică a locurilor de muncă periculoase. Aceasta s-a făcut pe baza prelucrării statistice, materialele de bază fiind evidențele statistice de raportare a accidentelor și procesele verbale AM-1, întocmite pentru fiecare accident. Analiza s-a extins în mai mică măsură și asupra influenței factorului uman, determinîndu-se influența vîrstei, vechimii, calificării etc. asupra producerii accidentelor.

b) Faza de observații în subteran.

Pe baza determinării topografice prin statistică a centrelor de greutate s-a trecut la întocmirea observațiilor asupra centrelor de greutate.

S-au întocmit fișe de observație care urmăresc:

— procesul de lucru la centrele de greutate;

— posibilitățile de accidentare depistate;

— observarea comportării membrilor echipelor;

— detectarea unor situații contrare N.T.S.;

— situații caracterizate „aproape accident" (situație care favorizează producerea accidentului dar la care lipsesc unul sau mai mulți factori care să declanșeze accidentul);

— observații medicale asupra muncitorilor care lucrează în centrele de greutate;

— condițiile de microclimat în locurile observate.

În continuare s-a făcut centralizarea și interpretarea observațiilor tehnice și medicale, s-au stabilit unele concluzii asupra factorilor determinanți în producerea accidentelor și s-au propus măsurile necesare în vederea evitării acestora.

I. Analiza accidentelor înregistrate

Din punctul de vedere al gravității și al locului producerii lor, situația arată o tendință de reducere a accidentelor grave (cu invaliditate) și mortale și a accidentelor petrecute în subteran (tabelele 1 și 2).

Tabela 1

Mina de	1964	1965
huilă cocsificabilă	10 %	—
huilă energetică	5 %	2,4 %
minereuri neferoase	14 %	—
lignit	26 %	8 %

Tabela 2

Mina de	1964	1965
huilă cocsificabilă	82,6 %	—
huilă energetică	94,7 %	88,2 %
minereuri	86,7 %	—
lignit	94 %	90,8 %

Coeficientul de frecvență calculat la 1 000 muncitori este în scădere față de anii precedenți la minele de huilă cocsificabilă și lignit, luate în studiu.

După natura cauzelor care le-au generat, cele mai multe accidente se petrec datorită căderilor de roci și anume între 30,6 și 40,8%, la minele de cărbune cocsificabil și între 31,4 și 50,3% la mina de lignit.

După căderile de roci o altă cauză care generează multe accidente la toate exploatările este transportul (17,1% la mina de lignit și 47% la mina de huilă cocsificabilă).

La toate exploatările luate în studiu orele în care se petrec cele mai multe accidente sînt ultimele patru din schimb. La mina de huilă cocsificabilă în 1965 accidentele care au avut loc în ultimele patru ore reprezintă 62,2%, iar la mina de lignit cele din ultimele două ore reprezintă 43,4%.

Deficiențele în aprovizionarea cu material lemnos și vagonete goale se reflectă și ele în mod negativ în posibilitatea dozării rațională a efortului, de-a lungul celor opt ore de muncă și favorizează apariția oboselii. Starea de oboseală care se instalează către sfîrșitul schimbului, rezultă și din determinările medicale efectuate.

Din punctul de vedere al localizării traumatismului, s-a constatat că majoritatea accidentelor au provocat leziuni la membrele superioare (între 34,2% și 58,2%) ca rezultat al nefolosirii materialelor de protecție (mănuși, palmare) de către muncitori. Se constată că din accidentele petrecute asupra capului, care sînt de asemenea numeroase, majoritatea sînt provocate prin fragmentele desprinse din rocă sau cărbune în timpul perforării sau tăierii datorită nefolosirii ochelarilor de protecție. De asemenea, nu s-au folosit materiale de protecție pentru membrele inferioare.

Repartizate după cauzele indirecte ale producerii lor, se constată că la toate exploatările „modul greșit de lucru" a provocat cele mai multe accidente (între 57,4% și 65,8%). Acestea se datoresc lipsurilor în pregătirea profesională, capacitatea redusă de lucru, inclusiv neatenția și indisciplina. Nu trebuie înțeles însă că în aceeași proporție responsabilitatea revine numai accidentaților sau altor muncitori întrucît în modul greșit de lucru intervin calificarea și instructajul, odihna și sănătatea muncitorilor etc. aspecte care cad în grija conducerii exploatării și în general a personalului tehnico-ingineresc. În aceeași comportare greșită se integrează controlul superficial și tolerarea sistematică și continuă de către maiștrii minieri și în general personalului tehnic și ingineresc a încălcării normelor de securitate.

Numărul accidentelor grave (cu invaliditate) și mortale fiind scăzut, nu se poate vorbi de „erori tehnice" ci de accidente frecvente, cauzate de neatenție, grabă, risc, neglijarea pericolelor, rutină, neîngrijirea uneltelor etc., care cad în sarcina directă a muncitorilor.

În scopul pentru care s-au efectuat cercetările și anume constatarea deficiențelor pentru prevenirea accidentelor similare, s-a stabilit pentru fiecare exploatare în parte, sectoare, centre de greutate, metode de exploatare, strate, locuri de muncă și operații, centre de greutate. Frecvența cea mai ridicată calculată la 1 000 posturi se întîlnește la abatajele breșă (fișii pe înclinare respectiv 1,57) și la abataje cu trepte răsturnate, respectiv 1,98). În anul 1965 cea mai mare frecvență s-a înregistrat la două abataje frontale dintr-un strat subțire de huilă energetică și anume 4,1.

II. Rezultatele observațiilor tehnice

Centralizarea datelor culese în timpul observațiilor tehnice și medicale, efectuate asupra muncitorilor din centrele de greutate stabilite și din alte locuri de muncă indicate de exploatare, a stabilit că în general normele de securitate nu sînt respectate integral, sau nu sînt cunoscute, ceea ce se concretizează în modul greșit de lucru. S-au constatat situații „aproape accident" chiar în timpul observațiilor, datorită modului defectuos de lucru.

Majoritatea abaterilor care caracterizează modul defectuos de lucru, se manifestă prin:

— nerespectarea monografiilor de armare;

— neglijarea copturii, efectuarea acestei operații în mod superficial, sau cu unelte nepotrivite, ceea ce explică numărul cel mai ridicat de accidente datorate căderilor de roci;

— bandajare superficială;

— poziții greșite de lucru în abataj;

— manipularea mecanismelor fără calificarea necesară;

— executarea unor operații de către muncitori fără calificare (vagonetari care lucrează la armare);

— nerespectarea normelor de securitate la transport (circulație pe benzi și printre vagonete, cuplare și decuplare în timpul mersului, indisciplină în timpul transportului personalului pe puțuri) ;

— neglijarea ordinelor primite.

Afară de acestea s-au constatat deficiențe de ordin tehnic și organizatoric din partea supravegherii și anume:

— nu se efectuează un control riguros de către maiștrii minieri care acceptă și trec cu vederea zilnic greșeli de comportare, de executarea lucrărilor, acte de indisciplină;

— plasarea insuficientă a fronturilor de lucru și lipsa de preocupare a maiștrilor minieri în ceea ce privește alcătuirea corectă a unei echipe de lucru;

— necurățirea căilor de acces;

— aprovizionarea defectuoasă a fronturilor de lucru cu materiale și vagonete goale, ceea ce duce la supraaglomerarea lucrului în ultimele ore din schimb ;

— instructajul insuficient, executat formal și de multe ori de persoane necompetente, calificarea insuficientă;

— lipsa echipamentului de protecție adecvat ;

— iluminatul necorespunzător la fronturile de lucru și pe căile de acces;

— concentrații mari de praf în abatajele cu trepte răsturnate și, ca urmare, vizibilitate redusă;

— material rulant (vagonete) de slabă calitate și insuficient întreținut; lungimi mari de benzi și transportoare greu de întreținut și care nu lucrează la capacitatea normală;

— insuficienta grijă pentru folosirea rațională a timpului liber de către muncitori. Lipsa de preocupare pentru reducerea timpilor neproductivi afectați transportului personalului la mină, pontajului, primirii echipamentului de protecție, care conduce la mărirea considerabilă a duratei zilei de lucru și implicit la acumularea oboselii ;

— documentele de bază — procesele verbale AM-1 sînt insuficient și incorect completate la rubricile importante (vinovăție, măsuri de luat), încît nu totdeauna oferă posibilitatea extragerii unor date concludente asupra modului de producere a accidentului. În felul acesta conducerea exploatărilor miniere nu poate interveni corespunzător, iar persoanele desemnate cu urmărirea îndeplinirii măsurilor indicate pentru prevenirea unor accidente similare nu-și fac totdeauna datoria în mod conștiincios.

Pentru eliminarea deficiențelor constatate la exploatările miniere, s-au făcut propuneri și s-au luat măsuri dintre care menționăm următoarele:

— introducerea iluminatului fix la abatajele frontale din mina de lignit și îmbunătățirea iluminatului portativ la stratele subțiri de huilă energetică;

— reducerea prăfuirii din stratele subțiri prin extinderea metodei de injectare a apei sub presiune în strat;

— urmărirea vitezei de avansare a abatajelor frontale de la mina de lignit prin plasarea intensă a unui număr mai mic de abataje, reducîndu-se astfel numărul utilajelor de transport care generează multe accidente. Pe căile de transport cu benzi și transportoare cu raclete ale acestor abataje, urmează să se introducă un sistem acustic de semnalizare adecvat și să se realizeze iluminatul corespunzător;

— s-a trecut la o verificare a cunoștințelor profesionale ale muncitorilor, în special la locurile de muncă determinate ca „centre de greutate" ; cei găsiți necorespunzători au fost reșcolarizați;

— s-a acordat o mai mare atenție problemei instruirii muncitorilor, în special a noilor angajați și mai ales verificării cunoștințelor de tehnica securității însușite ;

— s-au dotat muncitorii cu mănuși, jambieri și ochelari de protecție conform specificului locului de muncă și s-au luat măsuri pentru îmbunătățirea calității cismelor de cauciuc, bocancilor, hainelor de protecție:

Se impune a intra în vederile organelor competente rezolvarea următoarelor probleme :

1) stimularea preocupării pentru reducerea frecvenței accidentelor, atît în rîndul muncitorilor, cît și în rîndul personalului de supraveghere și control. Să se organizeze întreceri între sectoare pentru reducerea frecvenței accidentelor;

2) să se imprime o disciplină corespunzătoare maiștrilor minieri care sînt cei mai apropiați de locul de producție și care tolerează majoritatea neregulilor de la fronturile de lucru ;

3) să se completeze formularele (anexa nr. 1) care dau posibilitatea șefului de sector și șefului de mină, să cunoască în orice moment situația accidentelor, metodele de exploatare, locurile de muncă, operațiile și schimburile cu frecvența cea mai mare în producerea accidentelor și în același timp să ia măsuri operative și eficiente pentru evitatea lor;

4) să se urmărească strict ca mărirea productivității muncii să se realizeze numai pe seama dotării tehnice, a noilor metode, cît și a îmbunătățirii organizatorice obținute la exploatări;

5) să se înființeze în Valea Jiului o secție la școala profesională pentru meseria de miner, cu o durată de trei ani;

6) să se înființeze în Petroșani un centru medical în vederea selecționării muncitorilor destinați exploatărilor din Valea Jiului și eventual și altor exploatări la care să se efectueze atît probe funcționale, cît și probe psihologice;

7) în vederea menținerii stării de sănătate a muncitorilor să se caute a se îndruma și organiza timpul liber în mod util prin odihnă, sport, vizionări de spectacole, televiziune, excursii etc.;

8) să se organizeze o acțiune susținută, astfel ca prin instructaje, afișe și tablouri sugestive, conferințe, filme documentare, să se introducă în conștiința fiecărui salariat spiritul de securitate.

*

După cum s-a arătat, majoritatea accidentelor se datoresc factorului uman și de aceea este necesar ca în anii ce urmează să se acorde o atenție deosebită acestui aspect, fără a neglija bineînțeles latura organizatorică.

Preocupările privind cercetările din acest domeniu sînt reflectate în planul de cercetări al S.C.S.M.-Petroșani pe perioada 1966—1970, în care s-au inclus între altele, următoarele probleme:

— metode eficiente pentru instruirea corespunzătoare a muncitorilor și minimum tehnic necesar instructajului;

— stabilirea condițiilor optime de iluminat de la rețea în lucrările de abataj și pregătire;

— elaborarea unui îndrumător cuprinzînd indicațiile și contraindicațiile medicale privind angajarea muncitorilor în subteran;

— stabilirea gradului de efort pe genuri de lucrări miniere (abataje, pregătiri, betonări etc.);

— studiul oboselii în condițiile muncii în locuri calde și umede;

— influența zgomotului și vibrațiilor asupra capacității de lucru;

— studiul oboselii în condițiile muncii din locurile cu spațiu redus;

—stabilirea profilului psihotehnic la anumite categorii de muncitori din industria minieră.

În acest scop la S.C.S.M.-Petroșani s-a înființat o secție de cercetări științifice profilată pe problemele legate de studierea factorului uman în legătură cu reducerea accidentelor.

Prin extinderea cercetării și asupra factorului uman, care s-a dovedit că intervine cu pondere mare în producerea accidentelor, va fi posibilă completarea măsurilor recomandate, ceea ce va duce la reducerea frecvenței accidentelor în industria minieră.

BIBLIOGRAFIE

[1] Burkardt, și Floren, H. *Cercetările de tehnica securității, o nouă cale pentru prevenirea accidentelor.* Glückauf, august, 1962.

[2] * * * *Analiza accidentelor în industria minieră pe perioada 1950—1963,* Studiul ICEMIN — S.C.S.M.

GEOLOGIE

Mineralizația de Fier din partea de nord a Munților Sebeș

Geol. C. CHIVU

În Munții Sebeșului s-au executat în trecut numeroase lucrări geologice, mai ales în partea de nord a masivului Sebeș. Primele lucrări aparțin lui Bella v. Inkey (1884), care a delimitat cartografic, în partea de nord, fîșia de calcare cristaline începînd din Rășinări și pînă în Dealul Tonii. Mai tîrziu, în anul 1904, Halavats a executat ridicarea geologică la scara 1:25 000 a părții de nord a munților Sebeș, trasînd limita dintre formațiunile cristaline și depozitele sedimentare care apar la sud de localitatea Sebeș-Alba. În anul 1905 Nopcsa tratează formațiunile cristaline pe serii de roci, separînd următoarele tipuri petrografice: micașisturi, gnaise, amfibolite, serpentine și cuarțite. A. Vandl [8] publică în anul 1932 o lucrare asupra munților Sebeș în care sînt date numeroase detalii, deosebindu-se în partea de Nord cît și în Sud, gnaise șistoase cu intercalații de pegmatite si gnaise granitice. În partea mediană a masivului, acest cercetător a separat : micasisturi cu granați, micașisturi cu disten și staurolit, avînd intercalații de pegmatite, serpentine, peridotite, piroxenite și minereuri de fier și mangan.

În anul 1937 St. Chica Budesti, într-o lucrare de ansamblu [5] cu privire la Carpații Meridionali prezintă un profil executat pe Valea Sebeșului, stabilind de la Nord la Sud șase zone importante : 1) zona de paragnaise cu silimanit de la Stefanu ; 2) zona de paragnaise cu granat de la Negovanu și vîrful lui Pătru; 3) zona micașisturilor cu biotit din valea Bistra; 4) zona gnaiselor oculare de la Sugag ; 5 zona calcarelor cristaline de la cetățuia Căpîlnii și zona gnaiselor oculare de la Laz.

Studii amănunțite la scara 1:25 000 au fost executate de L. Pavelescu în anul 1953 [6] care a precizat în alcătuirea geologică șisturi cristaline, roci eruptive și roci sedimentare. Un capitol important în lucrare îl ocupă considerațiile generale asupra șisturilor cristaline, precum și tectonica de ansamblu a munților Sebeș.

Geologia regiunii

Regiunea este situată în partea de nord a munților Sebeș, fiind delimitată la vest de valea Ghenei și la est de valea Gîrbovei. Formațiunile cristaline din această zonă constituie fondul regiunii, fiind reprezentate, atît prin șisturi epimetamorfice, cît și prin cele mezometamorfice.

Formațiunile cristaline epimetamorfice au o dezvoltare relativ redusă sub forma unei fîșii între valea Gîrbovei la est, prin valea Sebeșului, care se înregistrează treptat de la est spre vest și dispare complet în valea Ghenei (fig. 1). Formațiunile epimetamorfice sînt orientate în general est-vest și au un caracter de monoclin, caracter evidențiat numai la vest de rîul Sebeș. În cadrul complexului epizonal, faciesurile cele mai frecvent întîlnite sînt următoarele: sericitos, cuarțos, grafitos, cloritos și calcaros. Avînd în vedere compoziția mineralogică s-au putut separa numeroase tipuri petrografice și anume: filite sericitoase, filite sericito-cuarțitice, șisturi cuarțitice și cuarțite negre cu grafit.

Caracteristic pentru acest complex este un nivel de șisturi cu magnetit în cadrul căruia s-au separat unele varietăți petrografice din care menționăm pe cele mai reprezentative și anume: șisturi clorito-epidotice + calcit, șisturi clorito-epidotoactionolitice, șisturi calcaroase clorito-epidotice și șisturi clorito-epidotice cu porfiroblaste de albit, șisturi ce apar imediat la nord de limita cu formațiunile calcaroase. Toate varietățile enumerate mai sus sînt mineralizate cu magnetit.

Rocile carbonatice apar în zona mediană a complexului de șisturi epizonale, sub formă de două fîșii continue, care se pot urmări din valea Ghenei și pînă în valea Sebeșului, iar de aici spre est au un caracter mai unitar pînă în valea Chipeșii.

Luînd în considerare aspectele mineralogice și structurale ale acestora, se disting: calcare cirstaline albe-gălbuie și rubanate, precum și dolomite calcaroase. Ca tipuri de tranziție între formațiunile calcaroase și cele înconjură-

toare sînt şisturile sericito-cuarţitice calcaroase.

Trebuie menţionat în special nivelul de şisturi verzi cu magnetit a cărui continuitate se poate urmări între dealul Tonii şi valea Chipeşii. În lucrările anterioare care s-au ocupat de zona nordică a masivului Sebeş nu s-a pus în evidenţă pînă acum acest nivel de şisturi mineralizate cu magnetit. Pentru înţelegerea şi stabilirea poziţiei stratigrafice a acestui nivel tufogen şi tufitogen, este interesant de relevat faptul că, în lucrările executate în Munţii Cibinului de Marcela Codarcea [3, 4] se aminteşte de existenţa unui complex de şisturi cu magnetit, orientate NE-SV şi E-V. Pe baza asemănării litologice, a condiţiilor de metamorfism, precum şi a asocierii şisturilor cu magnetit ale unui complex calcaros, considerăm că acesta reprezintă acelaşi nivel de şisturi tufogene cu magnetit întîlnit în regiunea pe care o prezentăm, şisturi formate în urma metamorfozării unui material vulcanogen-sedimentar. În bazinul văii Chipeşii, în cadrul aceluiaşi nivel cu magnetit, apar mici intercalaţii de şisturi epidotoamfibolice cu biotit, cu grosimea ce variază între 4 şi 6 m. Macroscopic, au aspectul unor amfibolite, aspect dat în special de cristalele de hornblendă, cu dimensiuni pînă la 1 cm. În compoziţia mineralogică a lor se disting următoarele minerale: epidot, hornblenda, clorit, calcit şi biotit, precum şi granule izolate de cuarţ. Hornblenda şi biotitul sînt parţial cloritizate. Tot în bazinul văii Chipeşii au fost întîlnite două iviri de roci ultrabazice, concordante, intens talcizate, în compoziţia cărora se mai recunosc unele conture de piroxeni. Prezenţa talcului în compoziţia acestor roci arată că el s-a format în condiţiile unui metamorfism epizonal, în prezenţa unor soluţii apoase, iar magneziul necesar formării lui a fost furnizat

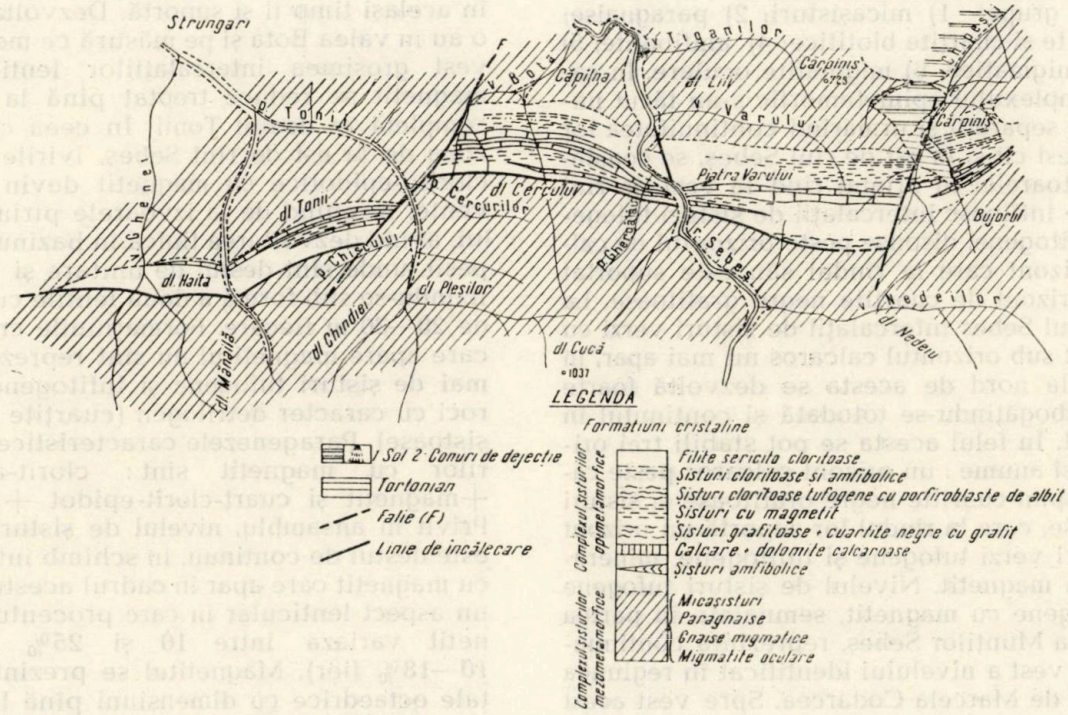


Fig. 1

de mineralele piroxenice magneziene. Pe baza acestor fapte se poate vorbi de existenţa în bazinul văii Chipeşii a unor diferenţieri bazice şi ultrabazice de tipul gabrourilor şi al piroxenitelor, premetamorfice.

Formaţiunile cirstaline mezometamorfice ocupă cea mai mare parte în regiunea cercetată, fiind reprezentate pirntr-o largă diversitate de tipuri petrografice. Aceste roci s-au format prin metamorfozarea unui complex sedimentar, constituit din argile cu frecvente intercalaţii de marne şi mai puţin de gresii, în condiţiile unui metamorfism mezozonal, în care temperatura şi presiunea litostatică au jucat un rol important, luînd naştere variate tipuri de micaşisturi, paragnaise, cuarţite biotitice şi roci amfibolice. O dezvoltare importantă o au în cadrul complexului mezozonal, gnaisele migmatice şi migmatitele oculare. Pe teren există treceri continue între aceste roci mixte şi paragnaise, încît separarea lor este destul de dificilă. În acest complex apar şi mici iviri lenticulare, concordante şi mai rar discordante de roci pegmatitice, precum şi de filoane de cuarţ. Prezenţa rocilor migmatice arată că avem de-a face cu unele fenomene de feldspatizare, care au afectat în mod diferenţiat rocile preexistente, fenomene determinate de soluţii lichide silico-alcaline de

natură juvenilă, fiind legate de unele intruziuni granitice identificate în regiune (versantul stîng al rîului Sebeș și valea Tonii).

În clasificarea rocilor întîlnite în regiunea cercetată au fost luate în considerare, atît compoziția mineralogică, cît și caracterele structurale ale lor, pe baza cărora am separat următoarele grupe: 1) micașisturi; 2) paragnaise; 3) cuarțite și cuarțite biotitice; 4) amfibolite; 5) gnaise migmatice; 6) migmatite oculare. În cadrul complexului epimetamorfic s-au făcut numeroase separații și urmărind continuitatea lor atît la vest cît și la est de rîul Sebeș, se constată următoarele: în primul rînd la vest de rîul Sebeș se întîlnesc intercalații de șisturi tufogene și tufitogene, dispuse peste orizontul de calcare, orizont care la rîndul său este suportat de un orizont de cuarțite negre grafitoase. La est de rîul Sebeș intercalații de șisturi verzi cu magnetit sub orizontul calcaros nu mai apar, în schimb la nord de acesta se dezvoltă foarte mult, îmbogățindu-se totodată și conținutul în magnetit. În felul acesta se pot stabili trei orizonturi și anume : un orizont calcaros peste care se dispun cuarțite negre grafitoase și șisturi grafitoase, care la rîndul lor suportă un orizont de șisturi verzi tufogene și tufitogene, mineralizate cu magnetit. Nivelul de șisturi tufogene și tufitogene cu magnetit, semnalate în partea de nord a Munților Sebeș, reprezintă continuarea spre vest a nivelului identificat în regiunea Rășinari de Marcela Codarcea. Spre vest acest nivel s-ar putea paraleliza și cu șisturile tufogene și tufitogene, întîlnite în masivul Poiana Ruscă, cu deosebirea ca în Munții Sebeș grosimea acestui nivel este destul de redusă și cu conținut relativ ridicat în magnetit (15—25%). În partea de nord-vest a masivului Poiana Ruscă, pe baza lucrărilor executate de noi între anii 1961—1963, se stabilesc două complexe și anume un complex de șisturi tufogene și tufitogene și un complex de șisturi filitice. S-a precizat că în cadrul complexului toufogen și tufitogen peste rocile carbonatice se dispune un orizont de cuarțite negre grafitoase și șisturi grafitoase, orizont ce suportă la rîndul său șisturi tufogene și tufitogene slab mineralizate cu magnetit. Aceeași succesiune stratigrafică s-a putut stabilit și în complexul epizonal din partea de nord a Munților Sebeș (Cărpiniș).

Mineralizația de magnetit

Ivirile de mineralizație cu magnetit identificate în partea de nord a Munților Sebeș, din punct de vedere genetic, sînt mineralizații de natură vulcanogen-sedimentară, metamorfozate. În această grupă am încadrat mineralizația de magnetit, care apare în intercalațiile de șisturi verzi din complexul șisturilor epizonale. Aceste șisturi cu magnetit reprezintă în general un orizont foarte caracteristic pentru zona de nord a Munților Sebeș, orizont ușor de urmărit între dealul Tonii la vest și valea Chipeșii la est. În zona de la vest de rîul Sebeș, șisturile cu magnetit apar sub formă de mici lentile cu grosimea între 1 și 10 m. Ele sînt dispuse peste orizontul de calcare și dolomite calcaroase, dar în același timp îl și suportă. Dezvoltarea tipică o au în valea Bota și pe măsură ce mergem spre vest grosimea intercalațiilor lenticulare cu magnetit se reduce treptat pînă la dispariția completă în dealul Tonii. În ceea ce privește zona de la est de rîul Sebeș, ivirile de șisturi clorito-epidotice cu magnetit devin mai frecvente, începînd de la izvoarele pîrîului Tilișului, avînd dezvoltarea tipică în bazinul văii Chipeșii, unde sînt destul de unitare și individualizîndu-se sub forma a două lentile cu grosimea de 20—30 m fiecare. Formațiunile cristaline în care apare magnetitul nu sînt reprezentate numai de șisturi tufogene și tufitogene, ci și de roci cu caracter detritogen (cuarțite și cuarțite șistoase). Paragenezele caracteristice ale șisturilor cu magnetit sînt : clorit-albit-calcit +magnetit și cuarț-clorit-epidot + magnetit. Privit în ansamblu, nivelul de șisturi tufogene este destul de continuu, în schimb intercalațiile cu magnetit care apar în cadrul acestui nivel au un aspect lenticular în care procentul de magnetit variază între 10 și 25% (respectiv 10—18% fier). Magnetitul se prezintă în cristale octaedrice cu dimensiuni pînă la 3 mm și repartizate uneori destul de uniform în masa rocii. Alteori se prezintă și ca șlire de 1—2 cm grosime, la formarea cărora un rol important l-a jucat diferențierea metamorfică. Magnetitul apare uneori și în unele roci care, din punctul de vedere al aspectelor granulometric și mineralogic, reprezintă lave bazice, iar magnetitul sub formă de cristale larg dezvoltate, ne permite să tragem concluzia că nu este exclus ca cel puțin în aceste puncte magnetitul să fi fost în compoziția lor inițială. Asupra genezei acestei mineralizații, admitem că este de natură vulcanogen-sedimentară, metamorfozată, iar fierul a fost furnizat de emanațiile gazoase, degajate în timpul erupțiilor vulcanice, care au dat naștere și la tufurile bazice, precum și la unele curgeri de lave cu caracter bazic. Fierul sub formă de compuși gazoși a pătruns în mediul de sedimentare, unde a intrat în diverse reacții, care au fost controlate de *p*H-ul și eH-ul mediului de sedimentare. Astfel, într-un mediu mai puțin reducător s-a format în general hematitul și numai în anumite puncte unde, influențele reducătoare au fost foarte puternice, s-a format și magnetitul. În compoziția mineralogică a șisturilor cu magnetit mai apare uneori și sideroza, dar în proporție redusă. Important de menționat este faptul că în toate rocile din complexul epizonal se observă depuneri ulterioare, pe fisuri, de calcit și uneori și de side-

rit. Aceste depuneri sînt legate probabil de circulația unor soluții cu caracter hidrotermal, furnizate de intruziunile granitice, identificate în regiune.

Date tectonice

În ceea ce privește raporturile dintre epizonă și mezozonă, menționăm că în toate lucrările anterioare se consideră că acestea sînt normale, iar din punct de vedere structural șisturile epizonale ar fi prinse în sinclinalele formațiunilor mezozonale. În urma cercetărilor executate de noi se constată că în partea de nord șisturile epizonale se dispun normal peste șisturile mezozonale, în timp ce în partea de sud contactul dintre ele este tectonic, orientat în general NE-SV și se menține pînă în valea Ghenei unde epizona dispare complet, iar de aici în continuare este un contact de mezozonă pe mezozonă. La est de rîul Sebeș, contactul tectonic nu se poate urmări decît pînă în pîrîul Ceptului. Lucrările viitoare vor lămuri în continuare și mai la est caracterul relațiilor dintre epizonă și mezozonă.

Concluzii

În general se cunoaște că șisturile tufogene și tufitogene sînt slab mineralizate cu magnetit, dar identificarea în partea de nord a Munților Sebeș (bazinul văii Chipeșii) a unor șisturi magnetitice cu un conținut mai ridicat ne permite să tragem concluzia că în anumite zone din regiune au existat condiții favorabile pentru unele acumulări mai importante de magnetit, motiv pentru care se impune o cercetare atentă de detaliu a nivelelor tufogene și tufitogene care apar în formațiunile epizonale din această regiune.

BIBLIOGRAFIE

[1] Chivu, C. *Raport geologic asupra lucrărilor de prospecțiuni pentru minereuri de fier în regiunea Căpîlna — Cărpiniș.* Arh. Com. de Stat al Geol., 1965.

[2] Chivu, C. *Raport geologic asupra lucrărilor de prospecțiuni pentru minereuri de fier în regiunea Strungari — Căpîlna Munții Sebeș (N).* Arh. Com. de Stat al Geol., 1964.

[3] Codarcea Marcela. *Considerații asupra stratigrafiei, genezei și structurii formațiunilor cristalofiliene din Carpații Meridionali Centrali (Rășinari — Cisnădioara — Sadu).* An. Com. de Stat al Geol. vol. XXIV, part. 1, 1964.

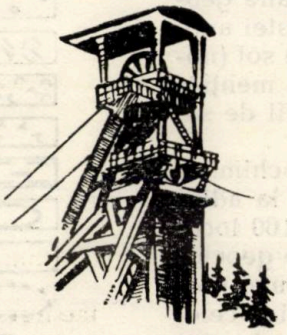
[4] Codarcea Marcela. *Studii geologice și petrografice în regiunea Rășinari — Cisnădioara — Sadu (Munții Cibinului).* Mem. vol. VI, Inst. Geol., 1965.

[5] Ghica-Budești, St. *Les Carpathes Meridionales Centrales (Recherches petrografiques et geologiques entre Parîng et Negoi).* Anal. Inst. Geol. Rom. vol. XX, 1937.

[6] Pavelescu, L. *Cercetări geologice în Munții Sebeșului.* An. Com. de Stat al Geol. XX, 1955.

[7] Raguin, E. *Geologie des gites mineraux,* 1961.

[8] Vandl, A. *Des Kristallin des Sebeser und Zitengebirges.* Geologica Ungarica, 4, Budapest, 1932).



Fundamentarea teoretică a condiţiilor optime de prospecţiune pedogeochimică pentru sulfuri în Munţii Drocea

I. MAREŞ şi
C. DIMOFTE

Stabilirea prezenţei şi a gradului de acumulare a diferitelor microelemente în soluri, ţinînd cont de factorii care influenţează procesul de migrare al acestora din adîncime spre suprafaţă, constituie un fapt esenţial în prospecţiunea geochimică.

În cercetările geochimice la care ne referim, se urmăreşte problema acumulării cuprului, zincului şi plumbului în orizonturile genetice ale profilurilor de sol, formate pe roci efusive bazice în care se găsesc mineralizaţii de pirită şi pălăriile de fier ale acestora.

Cercetările au avut ca scop mai ales stabilirea condiţiilor optime de efectuare a prospecţiunilor geochimice în regiune, iar prin aceasta ridicarea eficienţei şi rentabilităţii lor.

Sectorul studiat se află în apropierea localităţii Roşia Nouă din Munţii Drocea.

Din punct de vedere geologic, sectorul în care au fost efectuate cercetările geologice şi geochimice, după datele geologilor Papiu Corvin Victor şi Savu H. [8,13] este alcătuit din diabaze ale seriei de Roşia şi din aglomeratele acestora.

Mineralizaţia, pusă în evidenţă prin lucrări de prospecţiuni geologice [8] şi geofizice [7] şi prin explorări geologice [10], are caracterul unei volburi; aceasta este reprezentată prin pirită, uneori şi cu puţină calcopirită, asociată cu gangă de cuarţ, calcit şi mai rar cu zeoliţi.

Existenţa mineralizărilor pe versantul sud—sud-vestic al dealului Turcului este indicată la suprafaţă de prezenţa pălăriei de fier; în această zonă a fost conturată o anomalie geochimică de cupru [2]. Din sectorul acestei anomalii, au fost cercetate opt profiluri de sol (notate V1—V8), iar din afara sectorului menţionat, pe vîrful dealul Turcului, un profil de sol (notat V9).

De asemenea, pe patru profiluri geochimice, au fost recoltate 320 probe de sol de la adîncimile de 5—10 cm şi 25—30 cm, din 160 locaţii cu echidistanţa de 15 m. Profilurile geochimice au fost amplasate astfel încît cel mai nordic a traversat zona pălăriei de fier, iar celelalte trei se găsesc în afara acesteia; ele sînt orientate aproximativ est-vest, avînd echidistanţa de circa 50 m (fig. 1).

Studiul pedologic sumar al profilurilor de sol a pus în evidenţă existenţa unui singur tip genetic — solul brun montan de pădure, cu un caracter scheletic mai mult sau mai puţin evident şi adesea cu orizonturile puţin evoluate. Denumirea profilurilor de sol studiate geochi-

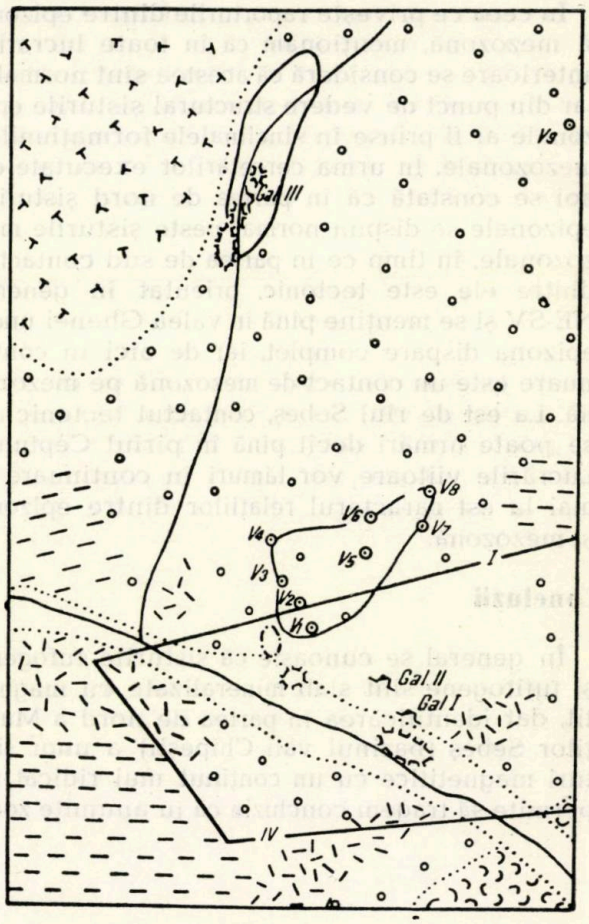


Fig. 1. Schiţa geologică (după H. Savu, 1955) a sectorului studiat, cu amplasarea profilurilor de sol şi a profilurilor geochimice.

mic este următoarea : V1 — sol brun montan de pădure scheletic ; V2 — sol brun-ruginiu montan de pădure slab scheletic ; V3 — sol brun-ruginiu montan de pădure ; V4 — sol brun montan de pădure, scheletic ; V5 — sol brun-ruginiu montan de pădure ; V6 — sol brun-gălbui montan de pădure ; V7 — sol montan de pădure, neevoluat (primitiv), scheletic ; V8 — sol brun-gălbui montan de pădure, scheletic ; V9 — sol primitiv montan de pădure, scheletic.

Interpretarea geochimică a rezultatelor

În profilurile de sol cercetate, conținuturile de cupru, zinc și plumb sînt variabile avînd, atît valori normale, cît și valori anomale ale clark-ului.

Diferența de conținut a acestor elemente în soluri, față de conținuturile lor din roci, indică o îndepărtare parțială și nu totală a cuprului, plumbului și zincului din roca supusă proceselor de solificare. Cele trei elemente, după modul lor de comportare în procesul de migrare, vădesc o serie de caracteristici asupra cărora ne vom opri separat, pentru fiecare element în parte.

Variația cuprului

În solurile sectorului studiat conținuturile de cupru urmărite pe intervale mici, ținînd cont și de orizonturile genetice, arată o variație largă a acestui element, cu valori cuprinse între 0,001 și 0,280% Cu.

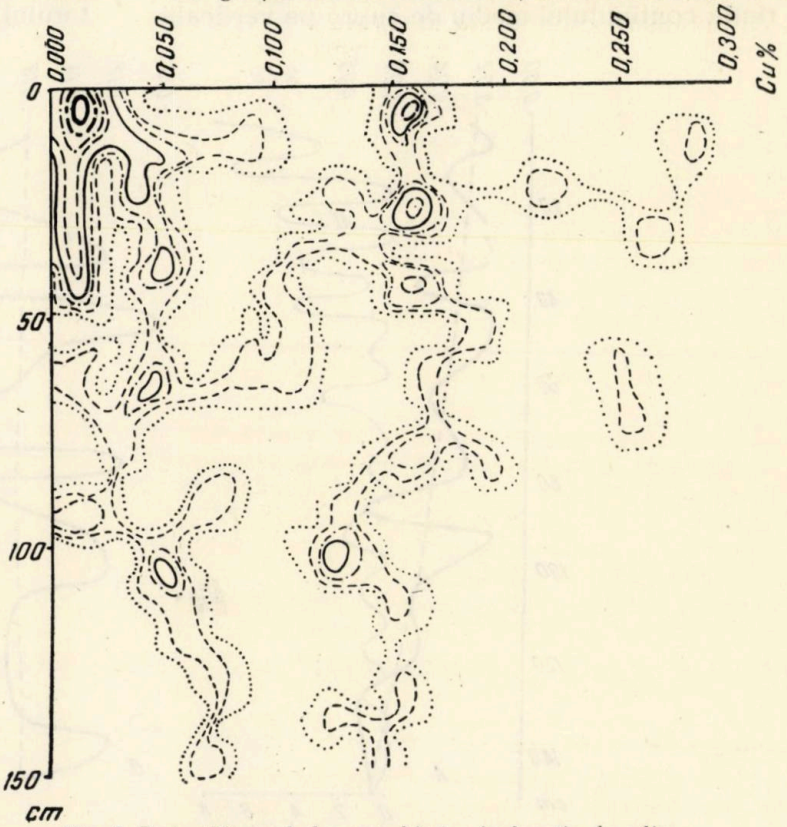


Fig. 2. Repartiția probelor geochimice în funcție de adîncime și conținutul lor în cupru, calculată pe unități de suprafață pătrată de 0,44% din diagramă : 0,5 — 1 — 2 — 2,5 — 4 — 5 — 6,5 — 8%.

Din diagrama în care este redată repartiția pe adîncime a probelor geochimice în funcție de conținutul lor în cupru (fig. 2) se observă individualizarea a două grupuri de soluri :

a) solurile cu un conținut scăzut de cupru (sub 0,10% Cu) apropiat de clark-ul mediu al acestui element în scoarța terestră ;

b) soluri cu un conținut anomal (peste 0,10% Cu).

Între aceste două grupe de soluri există o trecere continuă. Același lucru se vede clar și din figura 3 în care este redată diagrama de frecvență a conținuturilor medii de cupru grupate pe intervale de cîte 0,01% Cu. Din această diagramă se remarcă o frecvență mare a conținuturilor normale cu 0,01—0,02 și 0,05% Cu și a conținuturilor anomale cu 0,15—0,16% Cu. Legătura continuă dintre aceste conținuturi, ca și valorile mai mari de 0,16% Cu, apar în 1—3 cazuri. Diferența mare de conținut în cupru la cele două grupuri de soluri, așa cum rezultă din figura 4, unde sînt redate și curbele gradului de probare în aceleași intervale, a impus executarea unor curbe separate de variație pe verticală a conținutului mediu în acest element, urmărită pe intervale restrînse de cîte 5 cm.

Din figurile 2 și 4 *A* se poate vedea că în cazul grupei de soluri cu conținuturi normale, are loc o tendință generală de scădere a cuprului de la circa 0,05% în roca alterată cel mai frecvent, pînă la circa 0,01—0,02% în partea superioară a profilului de sol. Orizonturile genetice ale acestor profiluri de sol conțin cupru în cantități care, în medie, se încadrează între conținuturile orizontului superior și cel al rocii mamă (curbele medii din figura 4).

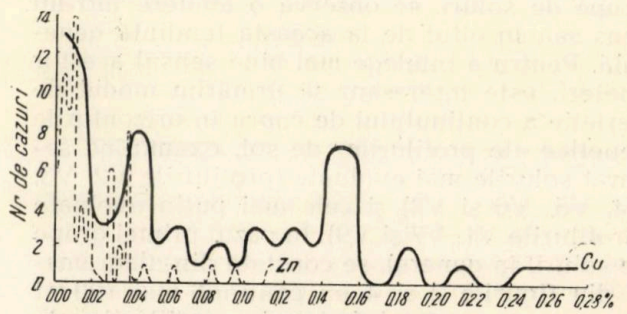


Fig. 3. Frecvența conținuturilor medii de cupru grupate pe intervale de cîte 0,01% și a conținuturilor medii de zinc grupate pe intervale de cîte 0,0024% în solurile sectorului studiat.

În solurile din sectorul anomaliei geochimice de cupru, tendința generală (curba medie din fig. 4 *B)* a conținutului de cupru este aproape invariabilă, acestea avînd valori medii de 0,15 —0,16%. Dacă urmărim în mod amănunțit variația conținutului mediu de cupru pe verticală

În solurile mai puțin evoluate procesele pedogenetice au influențat într-un grad neînsemnat asupra migrațiunii cuprului în orizonturile genetice ale profilurilor de sol. Această situație este caracteristică, atît solurilor din afara sectorului anomaliei geochimice de cupru (profi-

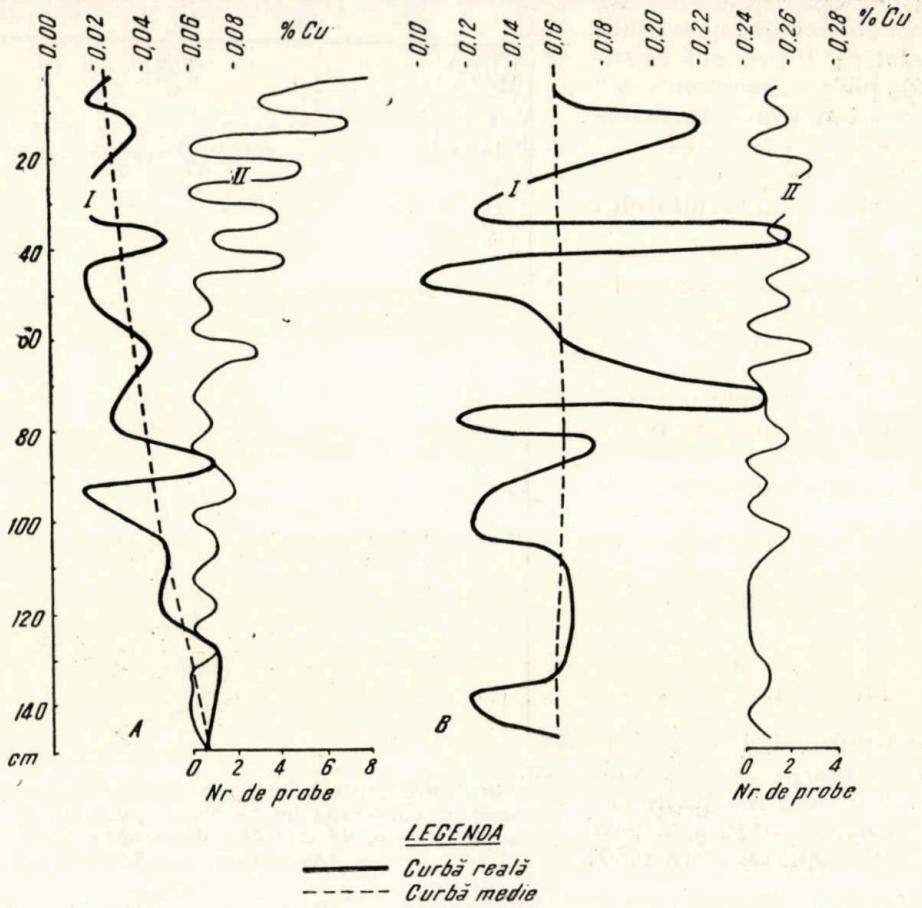


Fig. 4. Variația pe verticală a conținutului mediu de cupru, urmărită pe intervale de cîte 5 cm (I) și frecvența probării (II):
A) soluri cu conținutul normal (Cu < 0,1%); *B)* soluri cu conținutul anormal (Cu > 0,1%).

(curbele reale din fig. 4 *A* și 4 *B)* din ambele grupe de soluri, se observă o abatere într-un sens sau în altul de la această tendință generală. Pentru a înțelege mai bine sensul acestor abateri, este interesant să urmărim modul de variație a conținutului de cupru în orizonturile genetice ale profilurilor de sol, examinînd separat solurile mai evoluate (profilurile V2, V3, V4, V5, V6 și V8) și cele mai puțin evoluate (profilurile V1, V7 și V9). În cazul primei grupe de soluri, în general, se constată din diagramele din figurile 2 și 4 un conținut mai ridicat de cupru în partea inferioară a profilurilor de sol (orizontul D) și un conținut mai scăzut în partea lor superioară (orizontul A).

În orizonturile genetice ale acestor profiluri de sol se observă o redistribuire a cuprului datorită proceselor pedogenetice și anume: în orizonturile A/B și B_1 se remarcă tendința unor acumulări în acest microelement, pe cînd în orizonturile B_2 și B/D fenomenul este invers.

lurile V7 și V9), cît și solurilor din zona anomaliei (profilul V1).

Din compararea modului de migrație a cuprului în cele două grupuri de soluri se constată că, indiferent de intensitatea proceselor pedogenetice, amploarea acestor fenomene nu este atît de însemnată încît să împiedice punerea în evidență a caracterului normal sau anomal al conținutului în acest element în solurile studiate. Excepție fac solurilor ale căror orizonturi superioare sînt formate prin acumularea unor materiale deluviale.

Frecvența mai mică a probării la adîncimi mai mari, așa cum reiese din figura 4, se datorește grosimii reduse a mai multor profiluri de sol.

Variația zincului

În raport cu elementul discutat mai sus, conținuturile de zinc în soluri prezintă o variație în limite mai reduse, cuprinse între 0,0010 și

0,1140% Zn. Din diagrama de repartiție pe adîncime a probelor geochimice în funcție de conținutul lor în acest element (fig. 5), rezultă

În figura 6 se vede caracterul oscilatoriu al curbei reale, ale cărei abateri de la curba medie se compensează reciproc, fapt ce relevă ac-

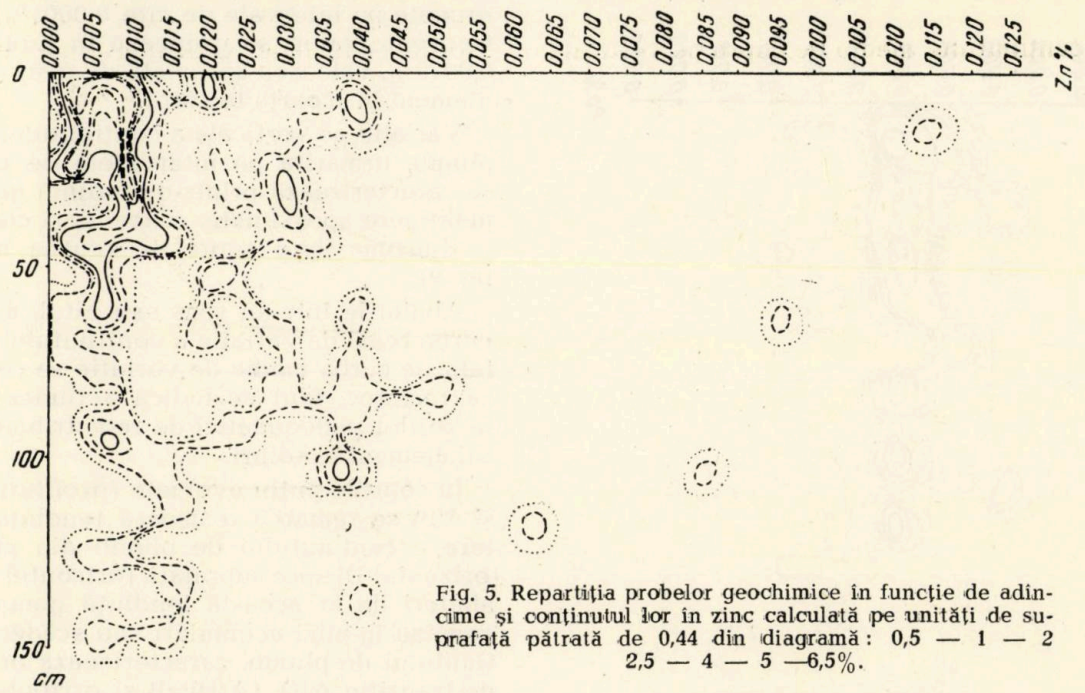


Fig. 5. Repartiția probelor geochimice în funcție de adîncime și conținutul lor în zinc calculată pe unități de suprafață pătrată de 0,44 din diagramă: 0,5 — 1 — 2 2,5 — 4 — 5 —6,5%.

separarea a două grupe de soluri cu conținuturi diferite în zinc. Astfel, se remarcă o grupă de soluri cu un conținut normal de 0,0025 —0,0100% Zn, în timp ce a doua grupă, mai puțin conturată, se caracterizează prin conținuturi anomale cu limitele de variație cuprinse între 0,0150 și 0,0400% Zn. Conținuturi mai ridicate, cu valori cuprinse între 0,0450 și 0,11140% Zn apar în cîteva cazuri izolate.

Din diagrama de frecvență a conținuturilor de zinc grupate pe intervale de cîte 0,0025% Zn (fig. 3) se remarcă, în primul rînd, frecvența cea mai ridicată a probelor cu conținuturi de 0,0025—0,0100% Zn; probele cu valori anomale ce ajung pînă la 0,0400% Zn sînt reprezentate prin cîteva maxime de importanță mai redusă.

Tendință generală a migrațiunii zincului în solurile sectorului studiat, așa după cum rezultă din diagrama de variație pe verticală a conținutului mediu de zinc urmărită pe intervale de cîte 5 cm (fig. 6), se caracterizează printr-o slabă scădere a conținutului în acest element din profunzime spre orizonturile superioare ale profilurilor de sol. Curba medie de variație indică un conținut mai ridicat de zinc la o adîncime cuprinsă între 85 și 125 cm, fapt ce se datorește existenței în acest interval a fragmentelor de roci mai bogate în zinc, din zona pălăriei de fier, de unde au fost recoltate unele profiluri de sol. De altfel, caracterul mai uniform al curbei medii pînă la adîncimea de 80 cm se datorește și gradului mai mare de probare.

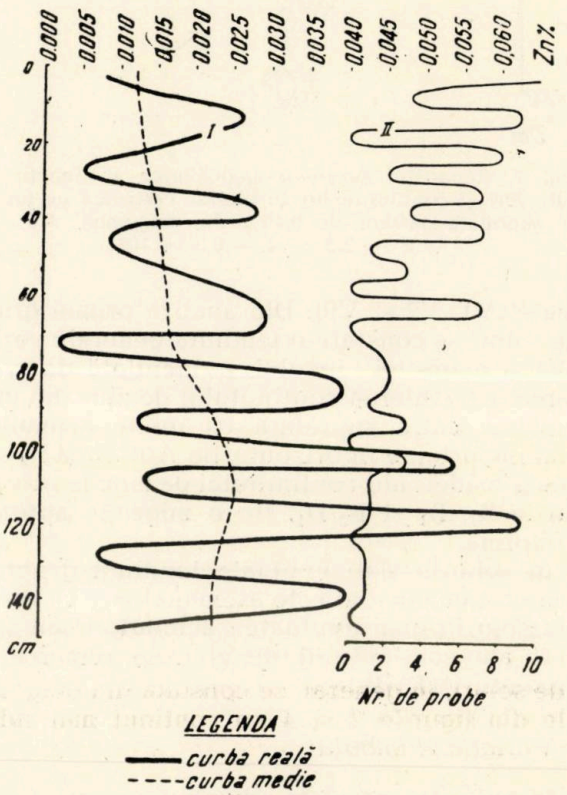


Fig. 6. Variația pe verticală a conținutului mediu de zinc, urmărită pe intervale de cîte 5 cm (I) și frecvența probării (II).

țiunea factorilor pedogenetici de redistribuire a zincului în orizonturile genetice ale profilurilor de sol.

În mod clar reiese acest fapt și din analiza curbelor de variație a zincului în profilurile de sol, care se grupează în soluri mai evoluate (V2, V3, V4, V5, V6 și V8) sau mai puțin evo-

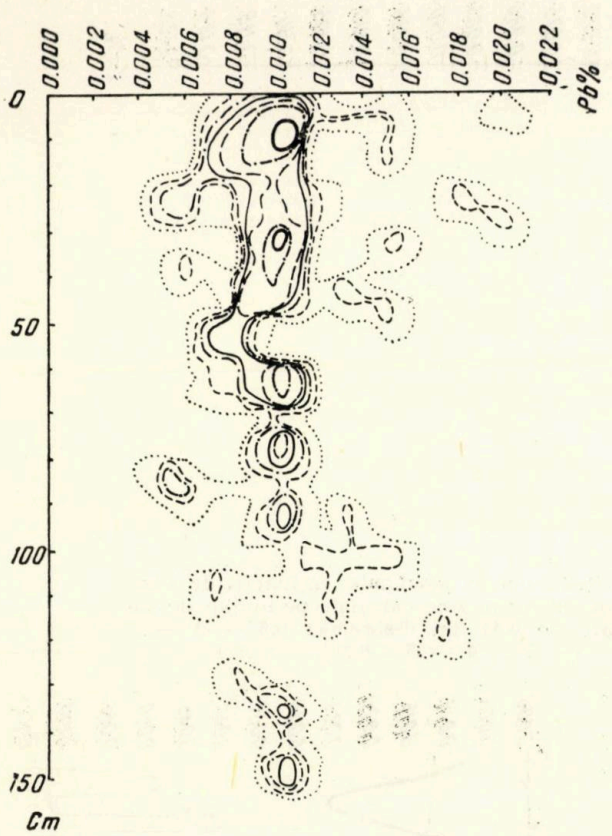


Fig. 7. Repartiția probelor geochimice în funcție de adîncime și conținutul lor în plumb, calculată pe unități de suprafață pătrată de 0,44% din diagramă: 0,5 — 1 — 2 — 2,5 — 4 — 6,5 — 10%.

luate (V1, V7 și V9). Din analiza primei grupe de soluri se constată o tendință generală variabilă a migrației zincului, evidențiată de creșterea ori scăderea conținutului de zinc din profunzime către suprafață cu unele acumulări mai importante în orizonturile A/B, B_1 și B_2 sau unele scăderi ale conținutului de zinc în orizonturile B_1, B_2 și B_2/D_1, fie o migrație aproape uniformă.

În solurile slab evoluate tendința generală a migrației zincului este asemănătoare cu aceea din solurile mai evoluate; acumulări sau scăderi ale conținutului de zinc se remarcă în orizontul A/D→B.

Variația plumbului

În solurile cercetate plumbul reprezintă un element care apare în cantități mult mai mici decît cuprul și zincul. Limitele de variație ale acestuia sînt restrînse, fiind cuprinse între 0,0005 și 0,0020% Pb. Solurile dezvoltate în zona pălăriei de fier, după conținutul lor în plumb puțin, se deosebesc de cele din afara ei.

Așa cum rezultă din figura 7, în care este reprezentată repartiția pe adîncimi a probelor geochimice, cît și din figura 8, în care este redată frecvența conținuturilor medii de plumb grupate pe intervale de cîte 0,0001%, cele mai frecvente valori se grupează în jurul cifrei de 0,0010%, valoarea apropiată de clark-ul acestui element în scoarța terestră.

Variația pe verticală a conținutului mediu de plumb, urmărită pe intervalele de cîte 5 cm, se caracterizează printr-o tendință generală de menținere aproximativ a aceluiași conținut din profunzime spre suprafață (curba medie din fig. 9).

Abaterile într-un sens sau altul, marcate de curba reală de variație a conținutului de plumb față de curba medie de variație se compensează reciproc, fapt ce indică acțiunea redusă a factorilor pedogenetici de redistribuire a acestui element în soluri.

În solurile puțin evoluate (profilurile V1, V7 și V9) se remarcă o ușoară tendință de creștere a conținutului de plumb din profunzime (orizontul D) spre suprafață (orizontul A). Unele abateri de la această tendință generală, care constau în mici acumulări sau scăderi ale conținutului de plumb, caracterizează orizonturile de tranziție A/D, (A/D)→B și orizontul D_1.

Caracterul migrației plumbului în solurile mai evoluate (profilurile V2, V3, V4, V5, V6, V8) prezintă unele aspecte mai deosebite care

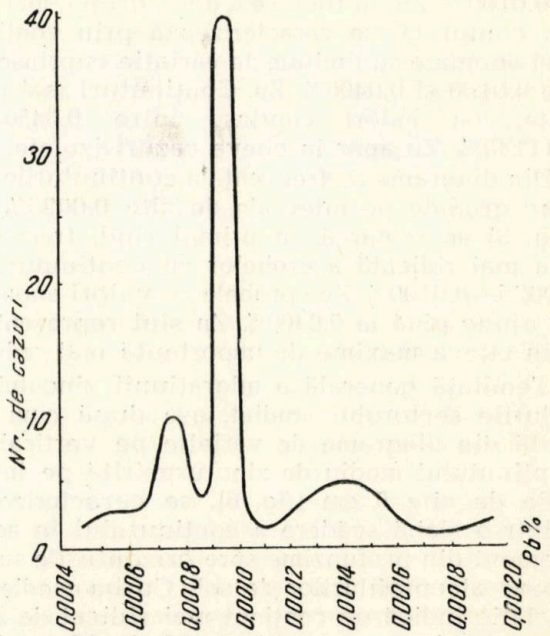


Fig. 8. Frecvența conținuturilor medii de plumb în solurile sectorului studiat, grupate pe intervale de cîte 0,0001%.

constau, fie într-o tendință slabă de creștere a conținutului acestui element din profunzime spre suprafață în solurile formate pe roci să-

race în plumb, fie una de scădere a cantității acestuia în orizonturile superioare ale solurilor dezvoltate pe roci mai bogate în plumb.

Orizonturile A/B, A/B_1, B_1, B_2, B/D și B_2/D prezintă conținuturi intermediare între A și D.

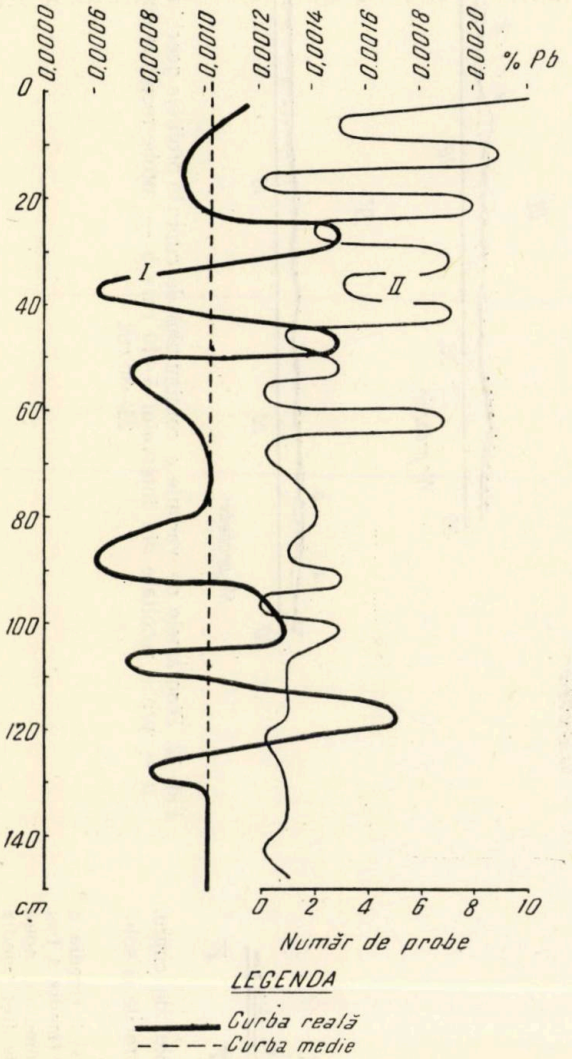


Fig. 9. Variația pe verticală a conținutului mediu de plumb urmărită pe intervale de cîte 5 cm (I) și frecvența probării (II).

În orizontul B_1 se remarcă totuși mai frecvent unele scăderi ale conținutului de plumb, în timp ce în B_2 au loc unele acumulări.

Caracterele descrise mai sus ale migrației plumbului în regiunea cercetată indică faptul că acest element nu poate fi utilizat ca indicator în prospecțiunea geochimică pentru pirită.

★

Corelarea diagramelor de variație privind conținuturile de cupru, zinc și plumb (fig. 10) din solurile sectorului studiat, scoate în evidență deosebirea caracterului migrației celor trei elemente considerate.

În timp ce cuprul prezintă o migrație care variază între limite largi, mai ales în zona pălăriei de fier, zincul se caracterizează printr-o variație a migrației cuprinsă între limite ceva mai restrînse. Migrația plumbului fiind aproape uniformă și variind între limite restrînse, se deosebește de cea a cuprului și a zincului.

Ținînd seama de aceste particularități ale migrației celor trei elemente, se poate deduce importanța pe care o capătă, pentru regiunea cercetată, cuprul și mai puțin zincul, ca elemente indicatoare în prospecțiunile geochimice pentru sulfuri (pirită), în comparație cu rolul neînsemnat ce revine în acest sens plumbului.

Factorii pedogenetici afectînd migrația uniformă au determinat o redistribuire a acestor elemente, mai ales în orizonturile intermediare între A și D ale profilului de sol. Influența acestor factori, în general, nu este însă atît de însemnată, încît să nu permită separarea solurilor cu conținuturi normale ale clark-ului de cele cu conținuturi anomale de cupru, zinc și plumb.

Cu excepția solurilor deluviale care pot masca prezența anomaliilor geochimice și care impun o probare geochimică de la adîncimi mai mari (din eluvii), adîncimea de recoltare a

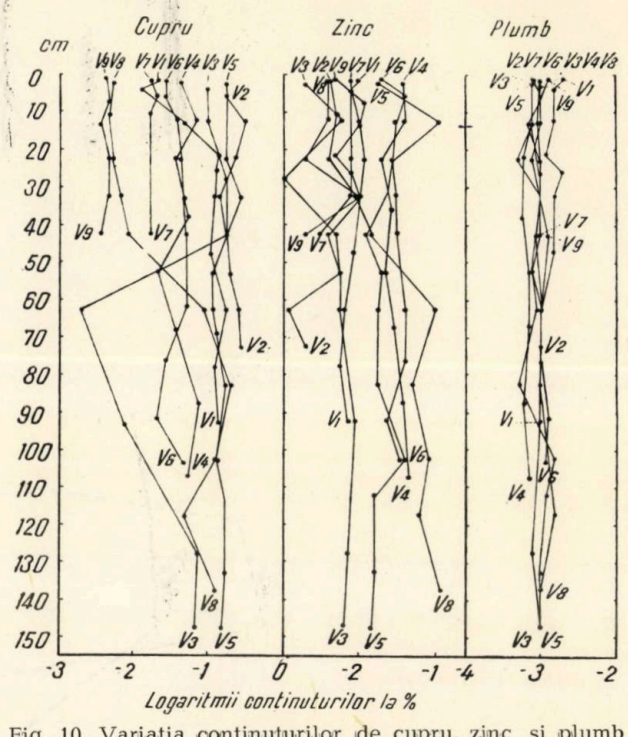


Fig. 10. Variația conținuturilor de cupru, zinc și plumb în solurile sectorului studiat.

probelor geochimice nu este dependentă de anumite orizonturi genetice a profilurilor de sol, excluzînd bineînțeles orizontul superior sau partea sa superficială, foarte bogată în resturi vegetale.

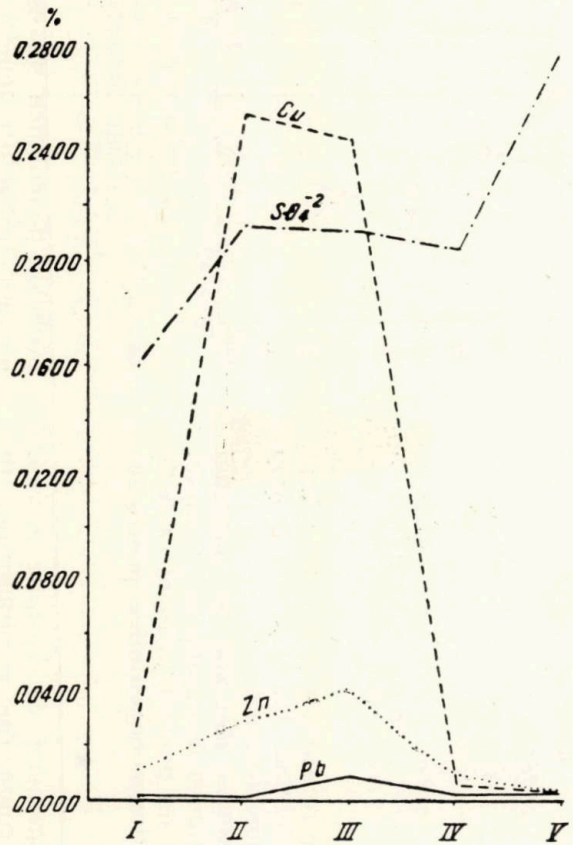


Fig. 11. Diagrama de variație a conținutului de cupru, zinc, plumb și a ionului SO_4^{-2} în minereul, rocile și solurile din sectorul studiat :

I — minereuri de pirită din galeriile 2 și 3 (media a două probe) ; *II* — roci din pălăria de fier (media a trei probe) ; *III* — soluri din pălăria de fier (media a nouă probe) ; *IV* — soluri din afara pălăriei de fier (media a cinci probe) ; V — rocă din afara pălăriei de fier.

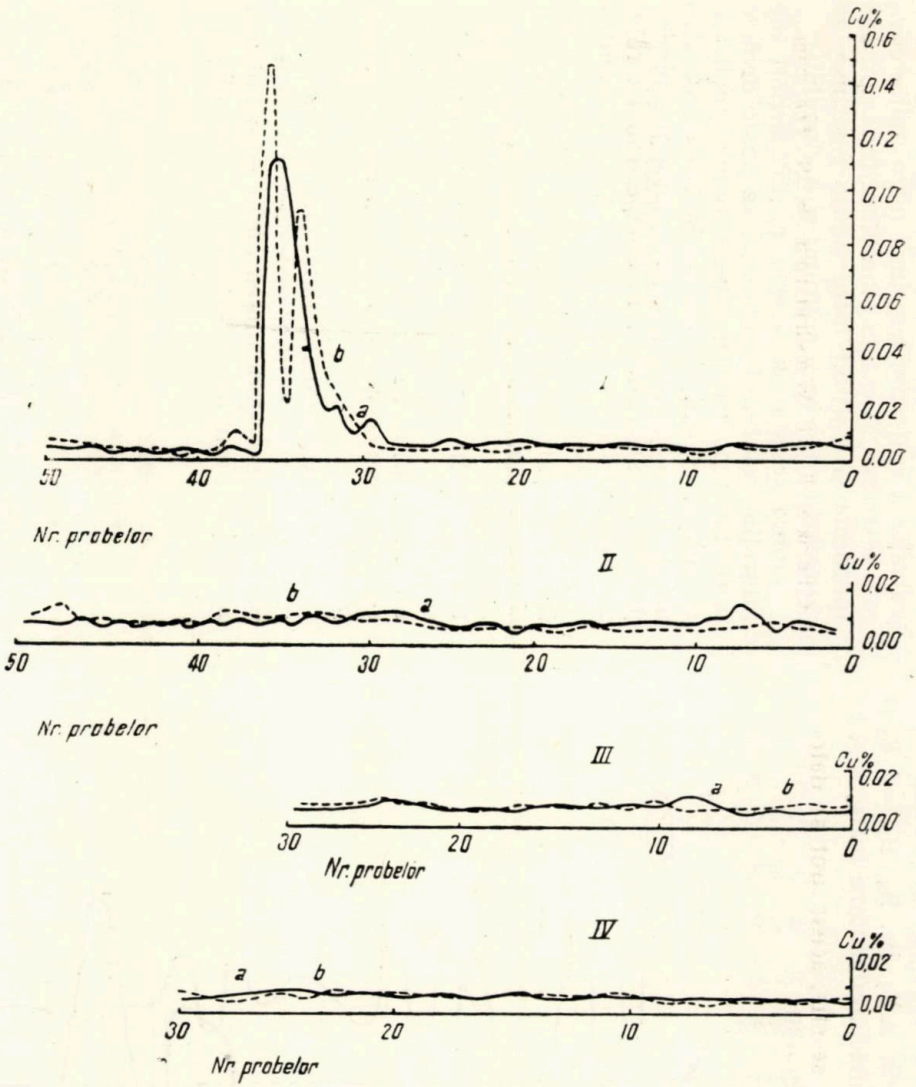


Fig. 12. Diagramele de variație a conținutului de cupru în profilele geochimice I—IV : *a* — probe recoltate din intervalul 5—10 cm ; *b* — probe recoltate din intervalul 25—30 cm.

Elementul optim indicator şi probarea geochimică la două adîncimi

În prospecţiunile geochimice din regiunea cercetată, aşa cum rezultă şi din figura 11, cuprul se dovedeşte a fi elementul indicator cel mai bun. După cum se ştie, acest fapt se datoreşte formării, în condiţii de hipergeneză, a unor compuşi stabili ai acestui element, în care se îmbogăţeşte solul ; îmbogăţirea solurilor în zinc şi plumb nu este aşa de evidentă ca aceea în cupru, fapt ce reduce posibilitatea utilizării acestora din urmă ca elemente indicatoare în prospecţiunea geochimică.

Ionul $(SO_4)^{-2}$ dozat turbidimetric în aceleaşi probe de sol, s-a dovedit a fi neeficient ca indicator în prospecţiunea pedogeochimică pentru sulfuri în regiune, contrar posibilităţilor lui de utilizare în prospecţiunea hidrogeochimică [3].

Rezultatele analizelor probelor geochimice, recoltate pe profiluri geochimice la două adîncimi, sînt redate în diagramele din figura 12 ; determinările au fost efectuate pentru cupru.

După datele obţinute, rezultă că amploarea anomaliei geochimice de cupru şi, în general, extinderea zonelor anomale sau cu conţinuturi normale în acest element, sînt puse în evidenţă cu aceeaşi exactitate, atît de probele geochimice de sol recoltate din intervalul 5—10 cm — situat sub orizontul superior bogat în humus — cît şi de probele geochimice de sol recoltate din intervalul 20—30 cm aşa cum se practică de obicei. Acest fapt poate prezenta un interes deosebit pentru activitatea practică în prospecţiunea pedogeochimică.

Concluziile ce se desprind din aceste cercetări se corelează cu observaţiile detaliate făcute mai sus asupra migraţiei microelementelor studiate în profilurile de sol din regiune.

BIBLIOGRAFIE

[1] Clarke, F. şi Washinton, H. S. *The composition of the Earth's crust.* U.S. Geol. Surv. 1941.

[2] Dimofte, C., Mareş, I. şi Romanescu Livia. *Raport asupra prospecţiunilor geochimice în regiunea Roşia Nouă, Manuscris,* Arhiva. Com. de Stat al Geol. 1958.

[3] Dimofte, C. şi Mareş, I. *Date experimentale asupra unor prospecţiuni hidrogeochimice pentru sulfuri.* Analele Rom. Sov. seria Geol. Geogr. nr. 3, 1962.

[4] Fesman, A. E. *Gheohimia* I—IV, 1934—1939.

[5] Ghinsburg, I. I. *Opit razrabotki teoreticeskih osnov geohimiceskih metodov poiskov,* 1957.

[6] Lovering, T. S., Sokolov, V. P., şi Morris, H. T. *Teajolie metalli v izmenennih porodah nad slepîmi rudnîmi telami v raione vostocinogo Tintika, Utah.* Gheohimiceskie metodî poiskov rudnîh mestorojdenii, 1954.

[7] Marinescu, M. *Raport asupra prospecţiunilor geofizice executate în compania de teren la Roşia Nouă, reg. Arad.* Arhiva Com. de Stat al Geol., 1953.

[8] Papiu, Victor Corvin şi Savu, H. *Raport asupra prospecţiunilor geologice din regiunea Roşia Nouă (Munţii Drocea).* Manuscris arhiva Com. de Stat Geol. 1955.

[9] Perelman, A. I. *Gheohimia landşafta.* Izd. Nis. Skok, 1966.

[10] Popescu, M. *Raport geologic asupra lucrărilor de explorare executate la Roşia Nouă, reg. Arad,* Manuscris arhiva Com. de Stat al Geol., Bucureşti, 1954.

[11] Rankama, K., Sahama, Th. *Geochemistry.* The University of Chicago Press, 1950.

[12] Saukov, A. A. *Gheohimiceskie metodî poiskov mestorojdenii poleznih iskopaemîh,* 1963.

[13] Savu, H. *Chimismul vulcanitelor jurasic-superioare, cretacic-inferioare din Munţii Drocea.* Inst. Geol. D.d.s. Vol. XLVII, 1962.

INFORMAȚII

HARTA GEOLOGICĂ A ROMÂNIEI LA SCARA 1:200 000

Dezvoltarea din ce în ce mai intensă a activității geologice a făcut necesare elaborarea și publicarea hărții geologice a țării la scara 1:200 000. Această hartă urmează a fi folosită de geologii și inginerii de la întreprinderile de explorare și cele de exploatare ale diferitelor departamente, de cercetătorii din domeniul geologiei și al geografiei, de membrii corpului didactic superior și mediu, de studenți în timpul practicii geologice, de arheologi etc.

Harta la scara 1:200 000 constă din 50 de foi care acoperă întreaga suprafață a țării. Pînă acum din această serie au apărut hărțile și textele explicative ale următoarelor 8 foi: Oradea, Arad, Ștefănești-Prut, Darabani, Iași, Giurgiu, Turnu Măgurele și București. Au mai apărut următoarele 7 foi: Călărași, Calafat-Bechet, Turnu Severin, Sînnicolaul Mare, Jimbolia, Suceava și Satu Mare, urmînd ca în scurt timp să apară și textele explicative corespunzătoare.

Hărțile apar tipărite într-un număr mai mare sau mai mic de culori, în funcție de complicația pe care o prezintă regiunea, sînt însoțite de profile geologice și de coloane stratigrafice, iar textele conțin bibliografia geologică de bază asupra regiunii acoperită de fiecare foaie.

HARTA GEOLOGICĂ A ROMÂNIEI LA SCARA 1 : 1 000 000

De curînd a apărut harta geologică a României la scara 1:1 000 000, editată de Comitetul de Stat al Geologiei. Această hartă umple un gol îndelung resimțit în cercurile științifice, didactice și nu mai puțin în cele tehnico-economice din țara noastră, după ce harta la scara 1:1 500 000 editată în 1926 de Institutul Geologic sub îndrumarea lui L. Mrazec, se epuizase cu zeci de ani în urmă. Noua hartă geologică urmează hărților cuaternarului, a solurilor și hărții tectonice a României, apărute anterior la aceeași scară.

Harta sintetizează cunoștințele geologice cele mai noi, rezultate din cercetările pe teren și din laborator a tinerii generații de geologi români, înfățișînd numeroasele și importantele progrese realizate în ultimele două decenii în lămurirea problemelor geologice ale țării.

Amănuntele pînă la care s-a mers în expunerea unui număr cît mai mare de date geologice ar fi fost suficiente chiar și pentru întocmirea unei hărți la o scară mai mică, de pildă la 1:500 000. Într-adevăr, pe suprafața sa de numai 56×73 cm s-a făcut separarea unui număr de vîrste geologice, de faciesuri și de diferite situații tectonice care sînt exprimate în legendă în nu mai puțin decît 95 de căsuțe, însăși harta fiind realizată în 45 de culori. O asemenea densitate de informații este maximum ce se poate realiza.

Condițiile grafice ireproșabile, realizate în tipografia Institutului geologic, împreună cu cele științifice, situează această hartă alături de hărțile geologice la aceeași scară din țările cu o îndelungată tradiție științifică și grafică.

Munca de teren și de laborator îndelungată, multilaterală și competentă, concretizată în această hartă, necesită o examinare aprofundată în scopul sesizării numeroaselor date stratigrafice și tectonice condensate în ea, întrucît la o privire fugitivă numeroase fapte și situații pot fi trecute ușor cu vederea. În consecință, este necesar ca la examinarea hărții, să se consulte legenda, sistematic și cu cea mai mare atenție.

Munca geologilor prospectori și a inginerilor din întreprinderile de explorare va fi în viitor mult ușurată și stimulată de această hartă, atît datorită ideilor sintetice pe care le exprimă asupra tuturor unităților structurale ale țării, cît și prin sugestiile pe care harta le poate da asupra direcțiilor în care trebuie urmărite diferitele probleme științifice sau economice.

Harta este însoțită de o broșură în care problemele geologice sînt expuse în limbile română și franceză, precum și de o legendă în limbile română, franceză, engleză și rusă.

Prof. **M. Paucă**

CRONICĂ

I. EXPLOTAREA MINIERĂ LUPENI, UNITATE FRUNTAȘE PE RAMURA CĂRBUNE

În primele zile ale lunii martie 1967 a avut loc în Valea Jiului festivitatea înmînării Steagului roșu și a Diplomei de întreprindere fruntașă pe ramură în întrecerea socialistă pe anul 1966, Exploatării miniere Lupeni.

La sărbătoarea minerilor din Lupeni au luat parte tovarășii: *Bujor Almășan*, ministrul minelor, *Gheorghe Călin*, prim secretar al Comitetului regional Hunedoara al P.C.R., *Petru Furdui*, președintele Comitetului Uniunii sindicatelor din industria minieră, energie și geologie, *Lazăr David*, prim secretar al Comitetului orășenesc Petroșani al P.C.R., *Gavrilă David*, președintele Consiliului orășenesc Petroșani al Uniunii generale a sindicatelor din România, precum și numeroși mineri.

Bilanțul încheiat de minerii din Lupeni la sfîrșitul anului 1966 — bogat în realizări — marchează depășirea planului extracției de cărbune cu peste 25 000 t, realizarea în plus a 834 m lucrări miniere de investiții, economii în valoare de circa 4,4 mil. lei din care 1,9 mil. lei la producție și 2,5 mil. lei la investiții. Preocuparea întregului colectiv al exploatării pentru creșterea continuă a productivității muncii a avut drept rezultat plusul de cărbune extras peste plan. Extinderea extracției prin metoda de exploatare cu front lung, îmbunătățirea organizării muncii, a deservirii brigăzilor și alte măsuri întreprinse, s-au concretizat în depășirea productivității planificate cu 53 kg/post.

Tovarășii Bujor Almășan și Petru Furdui au felicitat minerii de la Lupeni pentru succesele obținute în anul 1966 și în primele două luni din acest an. De asemenea, cu prilejul înmînării distincției acordate colectivului care a obținut cele mai frumoase rezultate în îndeplinirea planului și a angajamentelor în anul trecut, tovarășul Gheorghe Călin a transmis în numele biroului Comitetului regional de partid, colectivului de muncă al Exploatării miniere Lupeni, calde felicitări și a urat noi succese în muncă pentru înfăptuirea tuturor sarcinilor și a angajamentelor luate în întrecerea socialistă.

În continuare a subliniat că minerii de la Lupeni au dovedit pricepere la punerea în valoare a noilor rezerve interne, care duc la creşterea producţiei de cărbune, experienţa acumulată trebuind a fi dezvoltată pentru ca rezultatele viitoare să fie şi mai bogate.

Pe această linie luînd cuvîntul în adunare, tovarăşii Petre Constantin, ing. Emilian Meiuş, Vasile Roşioru şi Augustin Ardeleanu, au arătat că rezultatele obţinute dovedesc existenţa numeroaselor rezerve pentru a spori continuu volumul extracţiei. Astfel citează, extinderea metodelor de exploatare cu front lung şi cu susţinere metalică, folosirea raţională a utilajelor tehnologice, concentrarea producţiei, folosirea judicioasă a forţei de muncă şi a fondului de timp, întărirea disciplinei ş.a.

În numele întregului colectiv, participanţii la sărbătorirea acestui eveniment deosebit au adresat Comitetului Central al Partidului Comunist Român, tovarăşului Nicolae Ceauşescu, o telegramă în care îşi exprimă satisfacţia deplină pentru înalta distincţie acordată în semn de preţuire a muncii lor. Ei s-au angajat să extragă în acest an peste prevederi 15 000 t de cărbune, cu 10 000 t mai mult decît prevedea angajamentul iniţial, să depăşească productivitatea planificată a muncii, să depună toată capacitatea lor de muncă pentru a ridica pe noi trepte nivelul calitativ al întregii activităţi.

II. EXPLOATAREA MINIERĂ CAVNIC, UNITATE FRUNTAŞĂ PE RAMURA MINEREURI NEFEROASE

În timp ce dintre unităţile carbonifere din Valea Jiului fruntaşă pe anul 1966 s-a situat Exploatarea minieră Lupeni, în ramura minereurilor neferoase, locul de cinste a fost ocupat de exploatarea minieră Cavnic, unitate maramureşeană căreia în ultimii ani i s-a decernat de două ori „Steagul roşu" şi „Diploma de întreprindere fruntaşă" pe ţară. Aceasta a fost declarată de mai multe ori unitate fruntaşă pe regiune, pe raion şi pe combinatul minier Baia Mare.

În anul 1966, minerii de la Cavnic au produs peste prevederile planului, 15 669 t minereu, valoarea metalelor neferoase extrase peste plan cifrîndu-se la circa 10 mil. lei, iar prin reducerea preţului de cost, la acelaşi capitol al realizărilor suplimentare obţinîndu-se peste 30 mil. lei economii. Prin aceste realizări sarcina planificată de creşterea productivităţii muncii pe anul 1966 a fost depăşită cu 4,12%.

Succesele deosebite obţinute, cu care minerii de la Cavnic se mîndresc şi care constituie în acelaşi timp un îmbold de a munci şi mai bine în cel de al doi-lea an al cincinalului, au fost posibile datorită procesului continuu de sistematizare şi de dotare cu maşini şi utilaje de mare randament, pentru care statul a investit peste 100 milioane lei.

Pe linia introducerii tehnicii noi şi în condiţiile îmbunătăţirii continue a calităţii minereului, sistematizarea şi modernizarea exploatării au permis aplicarea în subteran a unor metode de exploatare cu productivitate mărită, ca metoda cu înmagazinare a minereului şi metoda cu excavare în panouri scurte.

Prin aplicarea metodei de exploatare cu înmagazinare s-a realizat pe unitatea de timp o producţie de peste 3 ori mai mare în comparaţie cu vechea metodă folosită înainte.

Concomitent, sporirea productivităţii muncii în şi mai mare măsură şi ridicarea calităţii minereului s-au realizat ca urmare a eliminării transportului de minereu în abataje, acesta făcîndu-se gravitaţional; eliminării lucrărilor de rambleiere şi reducerii efectivului de muncitori cu un om pe fiecare post şi echipă; consumului redus de energie pneumatică; susţinerii pereţilor abatajelor, acolo unde este cazul, cu ancore metalice, reducîndu-se astfel la minimum amestecul de steril în minereu, precum şi pericolul de surpare.

Datorită eficienţei aplicării metodei de exploatare cu înmagazinare, s-a realizat o productivitate a muncii de 8 t/post faţă de 2,5 t minereu/post, obţinute cu vechea metodă de excavare şi rambleire, 90% din minereul livrat la ora actuală uzinelor de preparare este excavat şi extras prin metoda cu înmagazinare.

Metodele, iniţiativele şi acţiunile întreprinse care au dus la realizările colectivului exploatării miniere Cavnic în anul trecut, pe baza cărora a fost distinsă cu titlul de unitate fruntaşă pe ramură, sînt chezăşia îndeplinirii şi depăşirii sarcinilor de plan şi a realizării angajamentelor pe anul în curs. Cifrele înscrise în aceste angajamente mobilizatoare, care constituie mobilul chemării „Din aceeaşi materie primă — valoare mai mare", indică: 17,3% din volumul total de minereu planificat să se extragă din pilieri, din panouri abandonate şi răzleţe, înainte considerate inexploatabile şi ineficiente, lichidînd astfel o sursă de pierdere a metalului; 6 500 t minereu peste plan; circa 500 t metal în concentrate; 1 milion lei economii suplimentare la preţul de cost.

★

Cinstea de a primi Steagul roşu şi Diploma de întreprindere fruntaşă pe ramură — răsplata hărniciei deosebite în muncă — a revenit colectivului de la exploatarea minieră Lupeni — Valea Jiului şi celui de la Exploatarea minieră Cavnic — Baia Mare, aceste două unităţi numărîndu-se printre cele 32 întreprinderi cărora li s-a acordat înalta distincţie.

Adunările de decernare a titularilor de fruntaşe şi evidenţiate colectivelor de minieri au constituit un prilej de evidenţiere a activităţii depuse în anul 1966, de afirmare a hotărîrii acestora de a da viaţă măsurilor luate în vederea realizării exemplare a sarcinilor de plan şi a angajamentelor pe anul 1967.

INSTALAŢIE DE ENERGIE PNEUMATICĂ LA EXPLOATAREA MINIERĂ URICANI

În luna februarie a.c. a intrat în probe tehnologice un turbocompresor de mare capacitate — 270 m³ aer comprimat pe minut — care va alimenta cu energie pneumatică lucrările subterane desfăşurate în două sectoare ale minei.

Debitul de aer comprimat din sectorul I şi II al minei, prin darea în exploatare a noului turbocompresor cel de al treilea de acest tip montat în Valea Jiului va creşte cu 40%.

ANGAJAMENTELE MINERILOR DE LA URICANI PE ANUL 1967

Mergînd pe linia îmbunătăţirii continue a rentabilităţii producţiei şi a extragerii unor cantităţi sporite de cărbune la un preţ de cost cît mai redus, minerii de la exploatarea minieră Uricani s-au angajat să realizeze în anul 1967 peste plan 3 000 t de cărbune cocsificabil şi 600 000 lei economii la preţul de cost.

În acest scop vor fi aplicate ca măsuri organizatorice, printre altele: creşterea indicilor intensivi şi extensivi de folosire a utilajelor din dotaţie, în subteran şi la suprafaţă, prin organizarea mai judicioasă a formaţiilor de lucru şi ridicarea cunoştinţelor profesionale ale muncitorilor; extinderea aplicării metodelor înaintate cum sînt extragerea a două cîmpuri de cărbune pe aripă şi schimb în abatajele cameră; întărirea disciplinei în muncă, crearea unor condiţii cît mai bune la fiecare loc de muncă şi asigurarea unui grad ridicat de securitate a muncii în subteran.

Ing. **M. Vrînceanu**

Recenzii

Spectroscopia atomică şi moleculară (traducere din limba rusă). Editura Academiei R.S.R., 1966.

Lucrarea constituie un tratat complet de spectroscopie. Cum cercetările de spectroscopie, atît cele fundamentale, cît şi cele cu caracter aplicativ, iau o amploare din ce în ce mai mare şi în România, lucrarea este binevenită pentru publicul de specialitate din ţară, lipsit pînă în momentul de faţă de o lucrare de spectroscopie în limba română.

Lucrarea lui Eliaşevici cuprinde trei părţi : prima parte se referă la problemele generale ale spectroscopiei, partea a II-a este destinată spectroscopiei atomice iar partea a III-a tratează spectroscopia moleculară.

Lucrarea cuprinde şi rezultatele obţinute în ultima vreme în ceea ce priveşte spectroscopia de radiaţie X sau spectroscopia hertziană.

Întreaga lucrare este însoţită de un bogat material experimental folosit pentru exemplificarea fenomenelor şi teoriilor studiate. Materialul exemplificator a fost ales astfel încît să constituie şi o documentare, şi este de o mare varietate punînd în evidenţă numărul mare al disciplinelor ştiinţifice care fac uz de metodele de lucru şi de rezultatele spectroscopiei : astrofizică fizică, chimie fizică, chimie, chimie biologică, mineralogie, metalurgie etc.

Prof. dr. G l i m b o ţ k i, V. A. şi cand. în ştiinţe tehnice A u f i s n o v a, E. A. **Flotarea minereurilor neferoase oxidate.** Moscova, 1966.

Este cunoscut faptul că din totalul rezervelor de minereuri neferoase o pondere relativ mare o au minereurile oxidate parţial sau total. Zăcăminte complet oxidate se întîlnesc relativ puţin ; frecvent, aceste zăcăminte apar sub formă de minereuri oxidate de cupru, minereuri oxidate de plumb, care subordonat conţin şi zinc, minereuri de zinc ce conţin şi plumb în care, atît mineralele de zinc, cît şi cele de plumb sînt oxidate.

Cel mai frecvent însă se întîlnesc zăcămintele oxidate parţial, în care mineralele de plumb, cupru, zinc sînt oxidate într-o proporţie mai mare sau mai mică.

Mineralele oxidate apar, în cele mai multe cazuri, sub formă de carbonaţi, carbonaţi-hidrataţi, hidroxizi, silicaţi, sulfaţi, precum şi minerale extrem de dificile din punctul de vedere al flotaţiei cum sînt : fosfaţii şi arseniaţii.

Căile abordate pînă în prezent pentru valorificarea mineralelor oxidate pot fi grupate, în linii mari, după cum urmează.

1. Flotaţia cu reactivi folosiţi pentru sulfuri, după o prealabilă sulfatizare a minereului. Pentru sulfatizare, în cele mai multe cazuri, se foloseşte sulfura de sodiu. Procedeul a dobîndit o mare răspîndire, datorită indicilor tehnologici buni care se obţin.

2. Pentru minereurile cuprifere în special, se recomandă procedeul Mostovici, care prevede o leşiere a minereului cu acid sulfuric, urmată de cementarea şi flotarea cuprului cementat. Procedeul, deşi relativ scump, se aplică în unele cazuri, deoarece asigură indici tehnologici foarte buni.

3. Flotaţia cu xantaţi superiori fără sulfatizare prealabilă. Prin acest procedeu s-au obţinut extracţii satisfăcătoare, însă datorită faptului că aceşti reactivi sînt scumpi şi că tehnologia lor nu este pusă la punct, procedeul nu se foloseşte încă la scara industrială.

4. Flotarea fără sulfatizare, folosind drept colector săpunuri, acizi carbonici etc. Prin acest procedeu nu s-a obţinut o selectivitate ridicată. Se poate presupune însă că prin folosirea unor reactivi modificatori selectivi se vor putea obţine rezultate bune.

5. Flotarea cu mercaptani care, pe lîngă faptul că sînt colectori, au rol şi de sulfatizatori. Folosirea mercaptanilor însă este limitată, datorită mirosului neplăcut.

Lucrarea *Flotarea minereurilor neferoase oxidate* tratează problema extragerii prin flotare a minereurilor oxidate de cupru, plumb şi zinc, prezentînd un bogat material teoretic şi practic. În mod special cartea se ocupă de problema minereurilor parţial oxidate.

Lucrarea cuprinde 245 pagini, 103 diagrame şi scheme, materialul tratat fiind sistematizat în 9 capitole.

În capitolele introductive sînt date foarte detaliat caracteristicile chimico-mineralogice ale minereurilor neferoase oxidate.

În capitolul al III-lea sînt reprezentate legile procesului de oxidare, specificul comportării mineralelor oxidate în procesul de flotare, mecanismul procesului de sulfatizare, comportarea mineralelor după sulfatizare şi studii executate pe minerale pure, ca : smitsonitul, malahitul, cerusitul.

În capitolul al IV-lea sînt analizate rezultatele unor încercări în fază laborator şi pilot, obţinute de diferiţi cercetători.

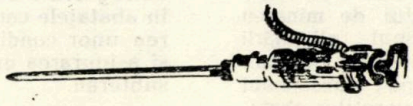
Capitolele V şi VI sînt consacrate problemei flotării minereurilor oxidate de plumb. Se analizează influenţa diferiţilor reactivi asupra mineralelor oxidate de plumb, influenţa diferiţilor factori asupra procesului de flotare, scheme tehnologice a unor instalaţii industriale care prelucrează minereuri de plumb.

În capitolele VII şi VIII se tratează problema flotării minereurilor oxidate de zinc care conţin şi alte minerale utile.

Aceste capitole cuprind foarte multe date din practica industrială.

Ultimul capitol prezintă date din practica industrială a prelucrării minereurilor cuprifere oxidate.

Dr. ing. **Elvira Jude**



DOCUMENTARE

Rumpf, K. **Raţionalizarea, mecanizarea şi automatizarea în exploatarea sănurilor de potasiu şi a sării geme.** Steinbruch und Sandgrube, **59,** nr. 9, sep., 1966, p. 486—491.

Dintre metodele de exploatare aplicate în prezent, cele mai obişnuite sînt cele cu camere şi stîlpi, cu abataje în trepte răsturnate, cu abataje în felii şi cu subetaje. Transportul mecanizat, iniţial cu screper, se realizează în prezent cu maşini de încărcat cu acţiune continuă şi autocamioane navetă. De asemenea, transportul de materiale şi de personal se execută tot cu mijloace auto.

Hausman, A şi Sikivie, A. **Raportul de activitate al Centrului de salvare a exploatărilor de cărbuni din Belgia pe anul 1965.** Annales des Mines de Belgique, nr. 9, oct., 1966, p. 1 059—1 086.

Activitatea de instruire a salvatorilor cuprinde lecţii teoretice şi exerciţii practice. Periodicitatea exerciţiilor este de 10 săptămîni, la care participă cîte cinci mineri de la fiecare exploatare de cărbuni. Vîrsta medie a minerilor participanţi la aceste cursuri este de 32 ani. Instruirea se referă la întreţinerea aparatelor, manipularea şi controlul acestora, modul de folosire a pulmatorului pentru realizarea respiraţiei artificiale, modul de semnalizare şi modul de pregătire a salvatorilor.

* * * **Procedee de curăţire a vagonetelor de mină.** Annales des Mines de Belgique, nr. 9, sep., 1966, p. 1 134—1 140.

Se prezintă experimentările diferitelor procedee de curăţire a vagonetelor, la o mină de cărbuni cu o capacitate de producţie de 12 000 t/zi şi la care rulajul vagonetelor este de 1,5 ori/zi. Cantitatea de material depus în fiecare vagonet şi la fiecare cursă este de ordinul a 15 kg, această cantitate putînd creşte în cazul umidităţii ridicate a cărbunelui. Dintre mai multe procedee experimentate se insistă asupra unui sistem care prevede încălzirea vagonetului şi vibrarea lui simultan cu culbutarea.

Skowruski, G. **Posibilităţile de susţinere a abatajelor în cazul tăierii cu plug de cărbune.** Glückauf, **102,** nr. 21, 12 oct., 1966, p. 1 140—1 141.

În industria carboniferă din R.F.G. se înregistrează reducerea proporţiei de cărbuni produşi cu ajutorul combinelor (care în anul 1965 a reprezentat 15,3% din producţia totală) şi creşterea proporţiei de cărbune realizată cu plugul (care în acelaşi an a fost de 57,2%).

Organizarea tăierii cu ajutorul plugului de cărbune pe porţiuni ale abatajului frontal asigură avantaje deosebite faţă de tăierea cu combine, mai ales în cazul în care susţinerea se realizează cu stîlpi izolaţi.

Ramlu, M. A. **Organizarea orizonturilor principale de transport.** Journal of Mines, Metals and Fuels, **14,** nr. 10, oct. 1966, p. 299—304.

Proiectarea unui orizont principal de transport la care se prevede colectarea producţiei tuturor sectoarelor minei, trebuie să ţină seamă de o serie de factori şi anume :

— asigurarea unei extracţii uniforme pe puţ, folosind în acest scop sisteme eficiente de stocare a substanţei minerale utile ;

— realizarea unui număr maxim de cicluri de transport într-un schimb ;

— reducerea la minim a duratei de manevră a locomotivelor ;

— reducerea la minim a volumului de lucrări miniere şi a cheltuielilor de execuţie a rampelor.

Parametrii care influenţează în mod deosebit modul de organizare a orizontului de transport sînt : capacitatea anuală de producţie a minei, capacitatea de extracţie a puţului, metoda de deschidere a orizontului etc.

Lagheri, A. I. **Sarcini mărite de producţie din abataj.** Ugol, nr. 12, 1966, p. 19—22.

Se face o comparaţie între indicii tehnico-economici realizaţi la mina Gorskaia în anii 1965 şi 1966 cînd, prin organizarea ştiinţifică a muncii, s-a obţinut o creştere a sarcinii medii zilnice de producţie pe abataj de la 421 la 725 t, adică cu 72%.

Aceste rezultate s-au obţinut şi prin introducerea combinei IK-52 S, transportorului şerpuitor SP-63 şi stîlpilor hidraulici GS, lucrîndu-se după planogramă.

Productivitatea muncii în abatajele frontale, nr. 1 nord şi nr. 1 sud, din stratul K8 a atins 17,2 t/post, în porţiunea stratului cu grosimea de 1,4 m şi 9 t/post, în porţiunea stratului cu grosimea de 1,2 m.

Se lucrează în trei schimburi a şase ore cu o întrerupere între schimburi de o oră, iar la sfîrşitul zilei (de 24 h) de patru ore.

Dirijarea coperişului se face prin surpare totală cu ajutorul stîlpilor GS-4, pasul de surpare fiind de 1,6 m.

Brenner, V. A. şi Iadin, N. P. **Un nou record mondial.** Ugol, nr. 12, 1966, p. 22—24.

Se descrie o înaintare de 2 523 m într-o galerie cu secţiune de săpare de 8 m² pentru drenarea gazelor şi aerajului unui orizont într-un strat de cărbune cu grosimea de circa 4,5 m în 31 zile de lucru.

Aceasta a fost posibil datorită creării condiţiilor tehnice şi miniere, prin asigurarea utilajului modern de capacitatea necesară, organizarea transportului de cărbune şi de material, pregătirea locurilor de depozitare a materialelor, atît la suprafaţă, cît şi în subteran etc.

Săparea s-a făcut cu combina Karaganda — 7/15, care a putut fi folosită la maximum, graţie altor mijloace de mecanizare şi anume : staţia mobilă de transformatoare, ventilatoare, locomotive, vagonete de capacitate mare etc., precum şi datorită organizării ştiinţifice a muncii.

Durata unui ciclu de săpare, prevăzută în graficul ciclic de 30 min, în realitate s-a redus la 26 min.

S-a obţinut o înaintare pe 24 h de 81,4 m, iar productivitatea muncii a atins 1,84 m/post, echivalînd cu o productivitate de 57 m pe muncitor şi lună.

Brileakov, V. E. ş. a. **Neutralizarea gazelor nocive provenite din puşcări în lucrările subterane.** Gornîi jurnal, nr. 12, 1966, p. 55—58.

Se examinează mijloacele de îmbunătăţire a condiţiilor de aeraj după puşcarea explozivilor în lucrările subterane, subliniind că printre mijloacele cele mai sigure de îmbunătăţire a aerului de mină după puşcare este neutralizarea gazelor nocive produse.

Gradul de neutralizare se exprimă prin formula :

$$n = \frac{V_f - V_r}{V_f} \cdot 100,$$

unde :

n este coeficientul de neutralizare, %;
V_f — cantitatea de gaze produse prin folosirea explozivului, l/kg ;
V_r — conținutul rămas de gaze după neutralizare, l/kg.

Se examinează o serie de mijloace de neutralizare a gazelor, indicînd din cele uscate — neutralizatorii, din praf de var stins — bicarbonatul de sodiu și alte, iar din cele umede — o soluție de 3% apă oxigenată, soluție din clorură de var etc.

Se arată modul de întrebuințare a unor fiole introduse în gaura de mină între cartușe de exploziv și buraj sau în afară de buraj.

Experiențele au arătat că folosirea neutralizatorilor a redus pînă la 50% conținutul de gaze nocive în aerul de mină, încadrîndu-se în normele de tehnica securității ; pe de altă parte timpul de aerisire a fronturilor de lucru s-a redus cu 30—40%.

Se menționează că înlocuirea ambalajului de hîrtie parafinată cu înveliș din polietilenă reduce, de asemenea, conținutul în oxid de carbon.

Totodată se subliniază că cea mai indicată folosire a explozivilor ar fi aceea în cartușe presate, fără înveliș.

Permiakov, P. H. ș. a. **Perfecționarea metodei de exploatare — mijloc de mărire a eficacității complexelor de utilaje din bazinul de lîngă Moscova.** Ugol, nr. 12, 1966, p. 25—29.

Se examinează eficacitatea folosirii complexelor de utilaje — combine, transportoare și susținere — în abataje frontale, simple sau conjugate.

Se arată că în bazinul de lîngă Moscova s-au experimentat abataje simple cu lungimea frontului pînă la 56 m (în anul 1965), iar la abatajele conjugate lungimea sumară atinge pînă la 120 m.

Analiza folosirii complexelor de utilaje — combine — KȘ și KU-60, transportoare și susținerile Tula și OMKU-10 — a arătat că, luîndu-se în considerare și alți factori geologici și hidrologici care implică lucrări de asecare a apelor, abatajele simple cu front lung pînă la 100 m prezintă, din punct de vedere tehnico-economic, avantaje mult superioare.

Productivitatea muncii în abataje cu front lung este în medie cu circa 80% mai mare decît în abataje conjugate cu front scurt, iar prețul de cost este respectiv cu 40% mai redus.

În scopul aplicării abatajelor cu front lung pînă la 100 m, la o sarcină de producție de circa 1 500 t/zi (24 h), este necesar să se prevadă abataje de rezervă în proporție de circa 50%.

Îmbunătățirea construcției transportorului din complexul de abataj cu combina KS, în sensul măririi capacității de încovoiere în plan orizontal și adaptării la condițiile de lucru în suveică, va duce la o mai ridicată eficacitate a folosirii complexelor în abatajele frontale.

Sproghe, A. O. ș. a. **Influența adîncimii exploatării asupra deformațiilor lucrărilor de pregătire la minele din bazinul Karaganda.** Ugol, nr. 12, 1966, p. 29—31.

Se examinează situația lucrărilor de pregătire din stratele K6, K10, cu grosimi respective de 0,7—0,9, 1,6 și 2—2,10 m, avînd în general roci înconjurătoare din alevrite și argilite stabile, afară de rocile stratului K10 — care au o tendință spre umflare.

La înclinarea stratelor de 8—10°, galeriile se protejează din partea ascendentă a stratului cu fîșii zidite din rocă de 10—15 m, iar pe înclinare în jos — prin pilieri de cărbune.

Lungimea abatajelor variază între 150 și 200 m.

Observațiile serviciului de topografie minieră precum și ale institutului VNIMI asupra influenței adîncimii lucrării asupra deformațiilor de pregătire, au fost concretizate în două diagrame — una cu indicarea dependenței deplasărilor culcușului și coperișului de timp și alta indicînd aceleași deplasări în funcție de adîncime.

În baza corelațiilor deduse se propune stabilirea unui coeficient de influență K_H a adîncimii de exploatare în forma :

$$K_H = \frac{h_1 \cdot l}{h_2}$$

unde :

h_1 și h_2 sînt deplasările culcușului și coperișului (convergență) la diferite adîncimi.

S-a stabilit că pînă la adîncimea exploatării de 250 m, K_H este proporțional cu adîncimea :

$$K_H = \frac{H_1}{H_2},$$

unde :

H_1 și H_2 reprezintă adîncimea a două lucrări comparabile.

La adîncimea de exploatare de 250—450 m.

$$K_H = \left(\frac{H_1}{H_2}\right)^2,$$

iar la aceeași adîncime, însă pentru roci nestabile de la stratul K_{10},

$$K_H = \left(\frac{H_1}{H_2}\right)^{1,5}.$$

Folosind expresiile coeficientului de influență a adîncimii de exploatare K_H se poate calcula dinainte ce lucrări de întreținere a galerilor se vor ivi în cazul unor exploatări în raport cu adîncimea.

Bouffant, Le. L. și Courbon, P. **Lupta contra prafului prin pulverizarea apei.** Revue de l'Industrie Minérale, **48,** nr. 10, oct., 1966, p. 761—784.

Se examinează pe larg problema combaterii prafului. se descriu condițiile de experimentare, tipurile de pulverizatoare experimentate, rezultatele obținute, influența principalilor parametri (umiditatea relativă, pulverizarea pneumatică, pulverizarea apei sub presiune). Se face comparație între procedeele de pulverizare a apei și se discută principalele domenii de aplicare.

Birkinshaw, R. J. **Separarea electronică a minereurilor.** The Mining Electrical and Mechanical Engineer, sept., 1966, p. 70—72.

Se dau date asupra mașinii Sortex 811 MW care efectuează separarea a două feluri de minereuri, de culori diferite.

Se descrie principiul de funcționare. Într-o cameră vopsită în alb în interior și luminată cu lămpi de iod, blocurile de 50 pînă la 150 mm (spălate în prealabil pentru a se evidenția mai bine culoarea) sînt separate pe baza intensității luminoase reflectate, comparate cu un fond gri.

Diferența de culoare este întărită prin intermediul unui ecran luminos. Semnalul transmis de celulele fotoelectrice este amplificat prin intermediul unui fotoamplificator și al unui circuit automat de amplificare.

În prezent, procedeul este aplicat la trierea rocilor într-o exploatare în carieră, existînd posibilități de extindere și în alte domenii.

Proust, A. și Grard, C. **Utilizarea în bazinul Nord și Pas de Calais a metodelor de exploatare parțială pentru a se micșora pagubele la suprafață.** Revue de l'Industrie Minerale, sept., 1966, p. 677—708.

Se descrie metoda propusă care constă în exploatarea unui strat prin lungi pilieri paraleli (de lățime L) separați de pilierii abandonați (de lqțime l). Se arată că dacă l și L sînt de aceeași mărime și nu depășesc 0,25 P (în care P este adîncimea față de suprafață a stratului), tasările la suprafață se produc sub forma unei cuvete foarte puțin adînci, cu un profil ușor curbat și deformații foarte reduse ale terenului la suprafață. Recuperarea rezervelor este de ordinul a circa 50%. Exploatarea simultană a mai multor abataje este mai avantajoasă, la suprafață tasările fiind uniforme pe o suprafață întinsă. Se dau trei exemple de aplicare prin exploatarea unor strate sub orașul Lens, a unui oraș minier din Vieux-Condé, cît și o exploatare din zona Béthune.

Wild, H. W. **Experiența căpătată cu plugurile rapide.** Glückauf, sept., 1966, p. 1 033—1 047.

La mina Osterfeld (R.F.G.) mai multe abataje au fost dotate, la începutul anului 1965, cu pluguri rapide. Spre deosebire de instalațiile din trecut, în prezent s-a trecut la utilizarea a două viteze de mers (față de una singură în trecut), pe baza studiilor amănunțite întreprinse.

Trecerea la utilizare a două viteze la tăiere a dus la o ridicare a producției de la 415 t/schimb la 740 t/schimb și la o creștere a vitezei de avansare a frontului de la 1,27 la 2,19 m/schimb. S-a redus astfel numărul abatajelor de la 16 la 11 și indirect s-a îmbunătățit, ca urmare a concentrării, randamentul la lucrările de rambleiere. În final, a devenit rentabilă exploatarea cu pluguri a stratelor care în trecut nu se pretau economic la aceasta.

Arnold, O. **Transport subteran prin bandă înclinată la mina Vereinigter Bastenberg și Dornberg de la Ramsbeck.** Erzmetall, sept., 1966, p. 475—478.

Se descriu condițiile de exploatare de la mina de minereuri, care au dus la ideea construirii unui plan înclinat de extracție cu transport pe bandă, făcîndu-se o comparație cu extracția pe puț. Planul înclinat, în lungime de 624 m cu o înclinare de 11,30°, este conceput pentru o capacitate de transport de 450 000—500 000 t minereu brut pe an. Se dau amănunte asupra modului de săpare și a costurilor, asupra construcției elementelor culuarului de bandă, debite orare etc. Este de menționat că transportul este prevăzut cu role în ghirlandă.

Dusterloh, Ltd. **Instalație automată pentru curățirea vagonetelor.** Colliery Engineering, oct., 1966, p. 418—419.

Se descrie o instalație, în întregime automatizată, pentru curățirea vagonetelor de mină, cu o capacitate de 60 pînă la 100 vagonete obișnuite pe oră sau de 60 vagonete mari pe oră.

În principiu, instalația se compune din :

— un selector cu celulă fotoelectrică care acționează asupra schimbătorului de cale, dirijînd separat vagonetele murdare ;

— o instalație de curățire care automat culbutează vagonetul, acționează o perie de curățat, recuperează cărbunele rezultat și revine la poziția inițială după efectuarea curățirii vagonetului ;

— un dispozitiv de manevră care execută, de asemenea, complet automat, repunerea în circuit a vagonetului curățat și introducerea spre curățire a vagonetului următor.

Leach, I. J. și Walker, G. L. **Aplicarea jeturilor de lichide cu mare viteză la tăiere. Diverse particularități ale tăierii rocilor cu jeturi de apă de mare viteză.** Philosophical Transactions of the Royal Society of London. Vol. 260, 1966, p. 295—308.

Lucrarea prezintă studiul comportării jeturilor de apă la presiuni foarte ridicate (600—5 000 at), analizate prin diverse metode fotografice.

Se prezintă cercetările asupra alegerii formei optime a țevilor, cît și a țevilor existente, prin metoda măsurării presiunii în dreptul unei găuri centrale create pe o placă-țintă.

Se arată că rezultate optime s-au obținut cu presiunea maximă de proiectarea jetului de apă pe placa-țintă, egală cu 1/2 din presiunea maximă de la pompă, la o distanță de 350 ori diametrul conductei de transport.

Se conchide că presiunea jetului se anulează la o distanță mai mare de 2,6 ori raza jetului, în cazul cel mai favorabil în care jetul este proiectat perpendicular pe placa-țintă.

Wagner, O. **Primele experiențe obținute cu instalațiile electrice de 1 000 V în două abataje din Sarre.** Glückauf, 14 sept., 1966, p. 988—995.

Articolul tratează problema alimentării cu energie a motoarelor cu puteri peste 80 kW, la care tensiunea actuală de 500 V nu este corespunzătoare. În Franța aceasta tensiune a fost ridicată de la 500—525 V la 865 sau 910 V, utilizîndu-se legarea în stea-triunghi, iar în R.F.G. se utilizează cuplarea în serie-palalel, ridicîndu-se tensiunea de la 500 la 1 000 V.

Se descriu experiențele efectuate în Sarre cu cele două sisteme de cuplare. Experiențele au arătat că o tensiune de 1 000 V nu este mai periculoasă ca tensiunea de 500 V din punctul de vedere al electrocutării.

Se dau indicații asupra circuitelor de protecție, insistîndu-se asupra faptului că noile instalații, utilizînd 1 000 V, au dat satisfacție și în ceea ce privește protecția contra exploziilor de grizu și praf de cărbune.

Zebeltitz, von C. **Separarea corpurilor de diverse densități în pat fluidizant.** V.D.I. Zeitschrift, sept., 1966, p. 1 226.

Se prezintă, sub forma unui scurt rezumat, un procedeu de spălare a cărbunelui și a minereurilor într-un pat fluidizant în curent de aer ascendent. Articolul tratează greutățile ivite pe plan teoretic în realizarea metodei propuse și arată căile de rezolvare.

Wilson, J. S. și Duncan, W. **Progrese ale mecanizării în stratele subțiri din bazinul central.** Colliery Guardian, 23 sept., 1966, p. 395—401.

Articolul tratează exploatarea stratelor subțiri (0,6—0,75 m) din bazin, cu privire specială la exploatarea mecanizată. Se descrie utilizarea combinelor Bretby și AB (Anderson-Boyes) 10/12, reglajul automat a înălțimii de tăiere printr-un stabilizator hidraulic. Se tratează separat utilizarea combinei Austin cu tambur vertical.

Dughan, M. **Instalarea unei rețele de teleimprimatoare.** The Mining Electrical and Mechanical Engineer, sept., 1966 (supliment), p. 1—5.

Se dă descrierea teleimprimatoarelor și generalități asupra funcționării lor.

Articolul tratează pe larg instalarea unei rețele de comunicații prin teleimprimator între minele Rawdon, Measham, Nailston și Donisthorpe cu sediul central și modificările aduse instalațiilor pentru a se simplifica sistemul de interconexiune. Se fac încercări de păstrare a informațiilor pe benzi perforate

Fritzsche, C. H. **Minele de cărbuni din Republica Sud Africană.** Glückauf, 26 sept., 1966, p. 1 047—1 052.

Producția actuală de cărbuni a Republicii Sud Africane este aproape de 50 mil .tone/an.

Principalele mine există în Transvaal, Orange și Natal.

Grosimea stratelor variază între 1,5 și 6 m, cu înclinări foarte reduse și adîncimi cuprintre între 60 și 200 m.

Se dau indicații asupra metodelor de exploatare (fronturi lungi și pilieri abandonați; camere și pilieri). Datorită salariilor reduse, cît și a volumului redus de investiții necesare, prețul de cost pe tonă nu depășește 8,5 DM. Republica Sud Africană exportă anual 2,5 mil tone de cărbune.

Warren, H. V., Delavault, R. E. și Barakso, J. **Unele observații asupra geochimiei mercurului aplicate la prospecțiuni.** Economic Geology, **61,** nr. 6, sept.-oct. 1966, p. 1 010—1 028.

Articolul prezintă rezultatele prospecțiunilor efectuate în Columbia Britanică care constituie o provincie metalogenetică purtătoare de mercur, foarte extinsă, și concluzii de ordin general, aplicabile în cercetarea unor zone cu minereuri ascunse.

Solurile cercetate pot fi considerate normale pe baza conținutului în mercur care nu depășește 0,05 p.p.m. În apropierea unor zăcăminte de aur, argint, plumb, zinc ș.a. solurile examinate au între 0,05 și 0,25 p.p.m. mercur, în unele cazuri ajungînd la peste 2 p.p.m. Capacitatea solului de a acumula mercur este modificată de cantitățile variate de material humic și argilă din fracțiunile solului. În jurul zăcămintelor de mercur, acesta se găsește în soluri între 1 și 10 p.p.m. și chiar mai mult.

Capacitatea de acumulare a mercurului este foarte variată și în cazul diferitelor organisme și plante. În unele cazuri probele de plante oferă unele avantaje față de cele de sol.

În cazul în care conținutul de mercur din cenușa rezultată din vegetație este mai mare de 10 p.p.m. se poate presupune și este probabilă existența unei mineralizații în apropiere.

Se poate afirma că solurile și vegetația indică anomalii și aureole de mercur nu numai în apropierea zăcămintelor de mercur ci și în a celor de aur, molibden și alte metale.

Aureolele de mercur sînt astfel foarte utile pentru descoperirea de corpuri de minereu ascunse, nedetectabile prin alte metode.

Mc. Douglas, D. J. **Studiul distribuției termoluminiscenței în jurul unui depozit de minereu.** Economic Geology, **61,** nr. 6, sept.-oct. 1966, p. 1 090—1 103.

Se face un studiu al termoluminiscenței naturale a rocilor vulcanice care limitează zona de minereu și a zonei mineralizate în cadrul zăcămîntului de calcopirită-pirită de la Whalesback, Springdale, New Soundland. S-a constatat o distribuție aproape sistematică a emisiunilor anomale, care pot fi corelate cu intensitatea mineralizației de cupru. Extinderea maximă a termoluminiscenței anomale ajunge pînă la 200 picioare de la limita minereului. Se prezintă modul de lucru, aparatura utilizată și modul de probare.

Cercetările au arătat că termoluminiscența anomală este legată direct de cantitatea mineralizației de calcopirită.

În concluzie, autorul arată că termoluminiscența poate fi utilizată în cazul rocilor vulcanice alterate ca un instrument util pentru explorarea detaliată a unei mineralizații.

Numeroasele cercetări efectuate de către autor și alți geologi indică termoluminiscența ca o metodă aplicabilă în explorarea zăcămintelor localizate în roci intrusive și extrusive, însă inutilizabilă în cazul rocilor sedimentare.

Müller, P. **Tehnica forării în sprijinul operațiilor de salvare în industria minieră.** Bergakademie, **18,** nr. 11, noiembr. 1966, p. 685—689.

În R. D. Germană problema salvării muncitorilor închiși în excavații subterane a fost abordată prin lucrările unui colectiv format din specialiști în forajul petrolifer din reprezentanții sindicatelor și din delegați ai industriei miniere. Acest colectiv complex a elaborat un procedeu de salvare, bazat pe tehnica forării, ținînd seama de structura rocilor acoperitoare, de cercetările medicale și tehnico-științifice, procedeul putînd fi folosit imediat în caz de nevoie de către exploatările miniere.

Taran, P. N. **Eficiența excavării în felii verticale la metoda cu prăbușire în subetaj la minele din Krivoi Rog.** Gornii jurnal, 141, nr. 11, noiembr, 1966, p. 29—34.

Exploatarea cu găuri lungi de mină, în evantaie verticale transversale, cu spațiu de compensare, s-a dovedit a fi o variantă economică pentru minele din Krivoi Rog. Datorită îmbunătățirii și uniformizării gradului de sfărîmare a minereului pe toată suprafața panoului, s-a putut mări productivitatea muncii la evacuarea cu screper cu 30—40% și cea din abataj cu 40—60%. Dezagregarea minereului, datorită săpării ulterioare a galeriilor de bază și a pîlniilor de evacuare, a permis reducerea duratei de folosire a acestor lucrări și reducerea consumului de muncă și materiale pentru întreținerea lor în perioada evacuării minereului din panou în condițiile unei presiuni sporite a rocilor.

Posibilitatea excavării simultane a 100—150 mii t permite reducerea numărului de împușcări în masă, a volumului de muncă și a cheltuielilor, simplificînd organizarea lucrărilor de împușcare și îmbunătățind ritmicitatea activității sectorului.

* * * **Instalația automată de analiză a minereului.** Transactions of Institution of Mining and Metallurgy, 75, nr. 720, noiembr. 1966, p. 14.

Se descrie instalația denumită „Eliott's new X-ray fluorescent analyser", folosită de o întreprindere minieră australiană și care poate analiza la intervale de trei minute o probă de 20 kg minereu de fier, determinînd conținutul în fosfor, alumină, silice și fier.

La instalațiile de preparare de la Palabora — Republica Sud Africană și de la Boliden — Suedia, urmează să se monteze instalații automate de analiză similare ca principiu, dar avînd capacități mai mari care permit determinarea simultană a 12 elemente.

Plaksin, N. I. **Dinamica sistemului de reglare automată a unui ciclu închis de măcinare și clasare a minereurilor.** Iz. V.U.Z.-Gornii Jurnal, nr. 11, noiembr. 1966, p. 152—155.

Reglarea automată a unui circuit închis de măcinare și clasare a minereului constituie unul din principalele elemente din sistemul de reglare automată într-o instalație de preparare. Se studiază sistemul moară-clasor ca un sistem complex din punct de vedere al proceselor dinamice care au loc în circuitul respectiv. Pe baza analizării sistemului moară-clasor exprimat prin ecuații diferențiale, se stabilesc caracteristicile dinamice ale elementelor sistemului moară-clasor.

Weston. G. **Erupții de metan produse în minele din două bazine engleze de cărbuni.** The Mining Engineer, **126,** nr. 74 noiembr. 1966, p. 81—96.

Se analizează o serie de erupții de metan și material mărunt care au cauzat deranjamente serioase în aerajul minelor respective. În mod special se acordă atenție factorilor care ar putea contribui la previziunea unor astfel de fenomene și modul în care frecvența unor astfel de manifestări poate fi redusă și prevenită prin drenarea metanului.

Walton, H. W. **Problema prăfuirii curenților de aeraj în minele de cărbuni din Anglia.** The Mining Engineer, **126,** nr. 74, noiembr. 1966, p. 72—80.

Se analizează măsurile care se iau în minele de cărbuni din Anglia pentru prevenirea silicozei. Dintre aceste măsuri se citează : măsuri de combatere a prafului, determinarea concentrației de praf, cercetări referitoare la modul de producere a silicozei, consultațiile radiologice periodice etc. Se face o apreciere a cheltuielilor efectuate prin aplicarea acestor măsuri. În încheiere se recomandă folosirea metodelor gravimetrice selective de măsurare a concentrațiilor de praf și se arată modul în care se poate aprecia expunerea repetată la praf.

* * * **Utilaj combinat de încărcat și transportat.** Mining and Minerals Engireering, 2, nr. 11, noiembr. 1966, p. 419—423.

Mașina Joy-Transloader tip TL-110, montată pe pneuri, este de tipul cu siloz basculant cu o capacitate de 11 m³, putînd realiza o productivitate de 350—570 t/post. Gabaritul utilajului este : 10 m lungime, 4,5 m înălțime de funcționare și 3 m lățime.

Wronski, J. și Krzystolik, P. **Tendințe în măsurarea conținutului de metan în minele de cărbuni din Polonia.** Revue de l'Industrie Minérale, nr. 11, noiembr. 1966, p. 895.

Detectorul de metan tip Barbara ROW-1 este un aparat care poate funcționa și înregistra conținutul de metan în mod continuu timp de 2 luni. Detectorul ROW-2 este un aparat de semnalizare de alarmă al cărui filament are o durată de folosire de 10 luni. Detectorul tip MAR-1 este format dintr-un cap de măsurare plasat în subteran și o stație de înregistrare plasată la suprafață. Precizia acestui ultim detector este de 0,16% CH_4, durata de transmitere a răspunsului fiind de 5 min de la solicitare.

Hausman, A. **Lucrări de salvare în condiții climaterice defavorabile.** Annales des Mines de Belgique, nr. 11 noiembr., 1966, p. 1 331—1 350.

Începînd din anul 1960, în bazinul Campine, 360 de salvatori sînt antrenați în vederea efectuării lucrărilor de salvare, la temperaturi înalte. Antrenamentul acestora are loc de cinci ori pe an, consumul energetic pentru fiecare exercițiu determinîndu-se în funcție de consumul de oxigen. Pe baza valorii acestui consum se poate determina și un coeficient de oboseală, în funcție de frecvența cardiacă, pierderea de greutate etc. În funcție de acest coeficient de oboseală s-au putut stabili criterii de selecționare a salvatorilor, limita minimă fiind consumul de oxigen de 35 cm³/min și kg la o frecvență cardiacă de 170/min. Pe același criteriu se pot fixa perioadele de intervenție admisibile pentru salvatori dotați cu aparate respiratorii în circuit închis.

Pietsch, W. **Cel de-al doilea simpozion european referitor la sfărîmare.** Aufbereitungstechnik, **7,** nr. 11, noiembr. 1966, p. 655—665.

În urma succesului repurtat de primul simpozion european în problema sfărîmării, organizat la Frankfurt în aprilie 1962, în septembrie 1966 s-a organizat un nou simpozion cu aceeași temă la Amsterdam. În cele șapte ședințe s-au tratat șase grupe de teme și anume : fenomene de sfărîmare și sfărîmarea individuală a granulelor, cinetica sfărîmării și necesarul de energie pentru sfărîmare, fenomenele superficiale, fenomenele fizice și chimice care se produc în timpul sfărîmării, sfărîmarea fără concursul energiei mecanice, studiul științific al sfărîmării și evoluția aparatelor de sfărîmare.

* * * **Separator electropneumatic pentru cărbune.** Australian Mining, **58,** nr. 11, noiembr. 1966, p. 17.

Instalația constă dintr-o bandă transportoare la extremitatea căreia materialul cade în cîmpul unor emițătoare de raze X. Datorită variației transparenței la raze X a cărbunelui față de șist, la aceste radiații se produc o serie de impulsuri care comandă unul sau mai multe sisteme de colectare a bucăților de șist din material și-l îndepărtează.

Billing, I. P., Green, P. I. și Eade, R. F. **Telecomanda și teleinformația în subteran.** Bergbau, **17,** nr. 11, noiembr. 1966, p. 311—319.

Se prezintă o serie de instalații care compun ansamblul instalației de telecomandă montată la mina Bevercotes din Anglia. Un interes aparte îl prezintă sistemul Multiplex în frecvența de 420—3 180 Hz cu 24 canale, sistemul Multiplex temporizat cu 64 canale și sistemul Multiplex cu rezonanță cu 400—800 Hz și 58 canale.

* * * **Cercetarea și progresul în minele de cărbuni.** Bergbau, **17,** nr. 11, noiembr. 1966, p. 319—328.

În cadrul unei consfătuiri cu tema de mai sus, care a avut loc la Essen la 24—25. X. 1966, s-au prezentat o serie de referate de un interes deosebit. Astfel, se analizează cauzele accidentelor produse la minele din Ruhr, relația care trebuie să existe între proiectare, condițiile de tehnica securității, climatizare, aeraj și combaterea prafului. Unul din referate analizează progresele realizate în exploatarea prin abataje frontale a straturilor de cărbuni de grosime mică, unde s-a putut obține o productivitate a muncii de 44,3 t/post în abataj și 13,9 t/post în sector la o viteză de avansare de 4,91 m/schimb. O altă preocupare interesantă prezentată într-unul din referate este folosirea directă a șlamului de cărbune în termocentrale.

Breiter, B., și Grou, H. J. **Folosirea metodei de calcul cu ajutorul grafelor în planificarea problemelor de cercetare și de reconstrucție în exploatările de potasiu.** Bergakademie, **18,** nr. 11, noiembr. 1966, p. 646—653.

Se arată necesitatea introducerii calculului matematic în planificarea și organizarea întreprinderilor. În continuare se examinează premisele organizatorice privind introducerea calculului cu ajutorul grafelor în exploatări. Se prezintă scheme și se explică modul de aplicare a teoriei grafelor în problemele de cercetare, proiectare, construcție și producție la exploatările de săruri de potasiu, arătîndu-se și economiile ce se obțin.

Birenberg, I. E. și Subukov, M. P. **Controlul automat al metanului în mine.** Revue de l'Industrie Minérale, nr. 11, noiembr. 1966, p. 904—906.

În U.R.S.S. s-a realizat detectorul de metan tip AMT-2 cu filamente de platin-paladiu, care are o durată de funcționare de 2 000—3 000 h, fără a fi influențat de temperatură, praf și umiditate. Efectuarea unei măsurări și transmiteri a răspunsului durează un minut. Detectorul TMB-K1 este destinat folosirii pe combinele de tăiere sau de săpare, putînd comanda automat întreruperea acționării în 10 s de la măsurarea unui conținut de 2%.

Suzuki, T. **Detectarea și măsurarea conținutului de metan în abataj.** Revue de l'Industrie Minerale, nr. 11, noiembr. 1966, p. 890—892.

Detectorul de metan realizat în Japonia are o funcționare continuă automată și, datorită faptului că este mobil, se poate retrage din front înainte de efectuarea pușcării și reintrodus în front înainte de intrarea oamenilor. Detectorul poate semnaliza necesitatea între-

ruperii puşcării în cazul unor conţinuturi de metan de 1,5%. Un alt detector de metan este construit în aşa fel încît să poată măsura presiunea şi debitul de metan dintr-o gaură lungă de mină.

* * * **O nouă uzină de extragere a cuprului prin dizolvare.** Mining and Minerals Engineering, **2**, nr. 11, noiembr. 1966, p. 406.

Uzina respectivă este dimensionată pentru tratarea a trei mil. tone anual, a unui minereu cu un conţinut de 1,25% Cu din zona oxidată a zăcămîntului de cupru de la Mangula din Rhodezia.

Minereul din zona de oxidare, format din crisocol, malahit, azurit, bornit şi calcocit, a fost depozitat în halde. Preluat din halde minereul este sfărîmat la 15 mm şi depozitat într-un iaz cu adîncime de 6 m. Peste acest minereu se stropeşte o soluţie de acid sulfuric şi sulfat de fier cu un conţinut de 15 g H_2SO_4 şi 6—8 g Fe la litru. Durata totală de dizolvare este de 50 zile, dar după 5 zile soluţia se poate dirija spre iazul de cementare unde cuprul se depune.

* * * **Detectarea cu ajutorul ultrasunetelor a fisurilor din roci.** Mining and Minerals Engineering, **2**, nr. 11, noiembr. 1966, p. 406.

În cazul transmiterii energiei ultrasonice sub formă de impulsuri într-un masiv de rocă, acestea vor fi reflectate de suprafeţele de discontinuitate, cum sînt planele de fisurare. Pe acest principiu a fost realizat un prototip de reflectometru ultrasonic, care se foloseşte în mod curent la minele Kiruna din Suedia.

Partea de emisie a reflectometrului generează impulsuri de tensiune înaltă, cu o frecvenţă de 250 cicluri/s. Reflexia acestor impulsuri este captată de un receptor care, după amplificare, le transmite, ca semnale, unui tub catodic. Raza de acţiune a aparatului este de 6 m de la punctul în care este plasat emiţătorul. Aparatul este alimentat de baterii de nichel-cadmiu şi cîntăreşte 27 kg.

Harlamov, V. S. şi Kirnosov, E. G. **Flotaţia mineralelor de mangan în medii accide şi alcaline.** Iz. V.U.Z. Gornîi Jurnal, nr. 11, noiembr. 1966, p. 163—166.

Autorii studiază flotabilitatea piroluzitei, psilomelanului şi manganitei, pe baza conductibilităţii electrice diferite a celor trei minerale. Încercările de flotaţie s-au efectuat într-o celulă de laborator cu capacitate de 80 cm^3, la o viteză a rotorului de 3 m/s şi temperatura tulburelii de 20°. Drept colector s-a folosit oleat de natriu, durata de flotare a fiecărui mineral fiind de 3—4 min.

Gladkih, G. A. **Săparea suitorilor de mare lungime în minele de săruri.** Gornîi Jurnal, **141**, nr. 11, noiembr. 1966, p. 37—38.

În sărurile de potasiu cu un coeficient de tărie $f=2,0—2,5$ s-a experimentat săparea descendentă a suitorilor cu ajutorul instalaţiei tip PGR-1. Iniţial, în axul viitorului suitor se forează o gaură de sondă cu diametrul de 390 mm, cu ajutorul forezei SBM-34. Ulterior, această gaură pilot este lărgită cu ajutorul instalaţiei PGR-1 suspendată de cablu. Lărgirea pînă la diametrul de 1 700—2 000 mm se face cu o viteză de 8—17 m /schimb şi maxim 28 m/schimb. Instalaţia cîntăreşte 5 t şi dispune de o putere instalată de 80 kW. Săparea prin acest procedeu a permis reducerea cheltuielilor de la 17—20 la 5—5,6 ruble/m.

Kolibaba, V. L. şi Kazakov E. M. **Folosirea mai completă a bazei de minereuri de fier din Ural.** Gornîi Jurnal, **141**, nr. 11, noiembr. 1966, p. 7—10.

Rezervele de minereu de fier ($A+B+C_1$) la 1 noiembrie 1965 din Ural se cifrează la 8 169 mil. tone cu un conţinut mediu de 22,5% Fe. În prezent, capacitatea de producţie a minelor care exploatează aceste zăcăminte se ridică la 52 mil. tone/an şi ea va fi sporită aşa fel încît în perioada 1960—1972 să ajungă la 93 mil. tone.

Barking, H şi Kalssth E. **Controlul întreţinerii preventive a utilajelor cu ajutorul unui calculator electronic de prelucrare a datelor.** Glückauf, **102**, nr. 23, 9 noiembr. 1966, p. 1211—1215.

În scopul planificării lucrărilor de întreţinere a utilajului minier, la o exploatare carboniferă din Ruhr se foloseşte un calculator electronic. În acest scop mîna dispune de o serie de dispozitive de măsurări a duratei de funcţionare a fiecărui utilaj, ce se transmit unei staţii centrale de control şi unde există cartoteca de evidenţă a folosirii fiecărui utilaj în fiecare loc de muncă. Pe baza înregistrării duratei de funcţionare a fiecărei maşini se poate organiza raţional întreţinerea preventivă şi se pot stabili punctele slabe din mersul exploatării. Planificarea termenelor de întreţinere se face făcînd apel la datele memorizate de calculatorul electronic.

* * * **Cîntărirea trenurilor de vagonete, din mers, la mina Kiruna.** Canadian Mining Journal, **87**, nr. 11, noiembr. 1966, p. 57—59.

La minele de minereu de fier de la Kiruna din Suedia, se cîntăresc anual 50 mil. tone minereu de fier, în vagoane speciale. Sistemul care realizează cîntărirea vagoanelor în mers, fără decuplare, este electronic. Conductorul trenului formează, ca la telefon, numărul trenului şi al vagonetelor umplute. Un sistem electronic indică greutatea netă a minereului din fiecare vagonet, pe baza diferenţei de greutate dintre cea a vagonului încărcat şi a celui gol, remorcat la trecerea spre încărcare a trenului. Valoarea determinată astfel se trimite la un centru de colectare a informaţiilor, care transformă semnalul în valori cifrice ce se înregistrează continuu.

Bachmann, H. **Exploatarea prin dizolvare dirijată a zăcămintelor de sare gemă.** Bergakademie, **18**, nr. 11, noiembr. 1966, p. 659—665.

Se prezintă cercetările efectuate de Academia de mine din Freiberg, efectuate pe baza experienţei în acest domeniu a R.S. România şi R. P. Bulgaria. Faţă de vechile metode de exploatare a sării geme, prin metode miniere clasice sau prin dizolvare nedirijată, noua metodă prezintă avantaje considerabile care se reflectă prin reducerea cu 70—80% a investiţiilor, reducerea duratei de punere în exploatare cu 80%, amortizarea cheltuielilor de investiţie în decurs de 1,5—4 ori potrivit debitului instalaţiilor, realizarea unei producţii continue şi constante, economii de mînă de lucru, cheltuieli de exploatare considerabil mai mici. Se preconizează ca noua metodă să se aplice şi la exploatarea zăcămintelor de săruri de potasiu.

REVISTA MINELOR organ al Ministerului Minelor şi al Consiliului Naţional al Inginerilor şi Tehnicienilor din Republica Socialistă România — Redacţia şi administraţia, Bucureşti, str. General Budişteanu nr. 11 bis, Raionnl 16 Februarie, telefon, 15.15.40. Revista este editată de Oficiul de documentare şi publicaţii tehnice al Ministerului Minelor. Abonamentele se primesc la administraţia revistei. Instituţiile pot achita abonamentele pentru biblioteci şi cabinetele tehnice în contul nostru de viramenl 024002. B.N. a Republicii Socialiste Romînia, Filiala 30 Decembrie. Tarif pentru întreprinderi : 100 lei anual; tarif pentru muncitori, tehnicieni şi ingineri : 30 lei anual. Costul unui exemplar 5 lei. Tiparul I.P. „Informaţia", str. Brezoianu nr, 23—25, Bucureşti. c. — 5394

43413

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XVIII Nr. 6 IUNIE 1967

СОДЕРЖАНИЕ

Габриан, В. и Курпэн, К. *Методы разработки большой производительности, применяемые в бассейне Бая Маре (III).*

Глодяну, Е. *К вопросу установления области экономического применения различных паспортов металлического крепления забоев 3-го пласта бассейна Валя Жиулуй (I).*

Константинеску, Ал. и Дарабонт, Ал. *Возможность применения новых методов дробления пород.*

Обзор способов дробления пород и предложения относительно их применения при подземном дроблении руд.

Иордэкеску, Г., Брынкуш, А. и Ганицкий, С. *Результаты освоения технологическое процесса на Центральной обогатительной фабрике Бая Маре.*

Проводится анализ важнейших недостатков, имевших место в первые годы работы ЦОФ Бая Маре в отношении приемки руды, предварительного дробления, измельчения, фильтрации и т.д. и потребовавших специальных мероприятий по их устранению. Описываются способы решения поставленных вопросов, полученные результаты и приводятся соответствующие заключения.

Пизо, И. и Бэлтэрецу Флорика *Определение решающих факторов, явившихся причиной несчастных случаев на шахтах.*

На основании собственных исследований, а также данных опубликованных в специальной литературе, производится групповой анализ причин, вызывающих несчастные случаи на шахтах.

Киву, К. *Железистое оруднение северной части гор Себеш.*

Рассматривается присутствие сланцев эпизоны с прослойками магнетита в северной части гор Себеш.

Мареш, И. и Димофте, К. *Теоретическое обоснование оптимальных условий почво-геохимических поисков сульфидов в горах Дроча.*

ИНФОРМАЦИЯ

РЕЦЕНЗИИ

ДОКУМЕНТАЦИЯ

CONTENTS

Gabrian, V. and Curpăn, C. *High productivity methods of working, applied at the Baia Mare metal mines* (III).

Glodeanu, E. *Contributions towards the economical field of application of varions metallic support methods on longwall faces in nr. 3 main coal seam* Jiu Valley (I)

Constantinescu, I. and Darabont, Al. *Means of applying the new methods of rocks disintegration by varions ways of transport.*

The authors present a synthesis on the means of rock disintegration and of the suggestions regarding the application of breaking ores underground.

Iordăchescu, Gr., Brîncuş, A. and Ganiţchi, S. *Results of work carried-out to assimilate the technological process at the central flotation plant* at Baia Mare.

Analysis is given of the main defficiencies which appeared in the first years of working of the central flotation at Baia Mare, needing special steps to remedy such problems as reception of ore, precrushing, grinding, filtration a.s.o. The paper describes how such problems were studied and solved, results obtained and conclusions.

Piso, I. and Băltăreţu Florica. *Finding out the main causes of accidents at some mines.*

The paper analyses by groups, the incidence of accidents based on their own investigations as well as results published in reference publications on the subject.

Chivu, C. *The iron mineralisations in the northern part of the Sebeş mountains.*

The author treats the presence of epizonal triphogene shists with magnetic insertions found in the northern part of Sebeş mountains.

Mareş, I. and Dimofte, C. *The theoretic substantiation of optimum conditions for pedogeochemical prospecting for sulphides found in the Drocea* mountains.

INFORMATIONS

RIVIEWS

DOCUMENTATION

SOMMAIRE

Gabrian, V. et Curpăn, C. *Méthodes d'exploitation à haute productivité appliquées dans le bassin minier de Baia Mare* (III).

Glodeanu, E. *Contributions à la détermination du domaine économique d'application des différentes monographies de soutènement métallique dans les tailles chassantes de la veine 3 de Valea Jiului* (I).

Constantinescu, I. et. Darabont, Al. *Possibilités d'application des nouvelles méthodes pour la désagrégation des roches.*

Les auteurs présentent une synthèse sur les procédés de désagrégation des roches et avancent des propositions d'application de ceux-ci au broyage des minerais au fond.

Iordăchescu, Gr., Brîncuş. A. et Ganiţchi, S. *Résultats acquis dans l'activité de perfectionnement du processus technologique à l'installation centrale de flottation de Baia Mare.*

On présente une analyse des principaux défauts apparus dans l'installation pendant les premiières années après la mise en service, qui ont rendu nécessaires des mesures spéciales pour remédier le fonctionnement concernant : la réception des minerais, le concassage, le broyage, la filtration etc. On indique le façon dont ces problèmes ont été traités et résolus, ainsi que les résultats acquis et les conclusions.

Piso, I. et Bălţăreţu Florica. *Le centre d'importance des causes qui provoquent des accidents humains au fond.*

On analyse, par groupes, les causes qui provoquent les accidents au fond, se basant sur des propres recherches et sur des indications fournies par les ouvrages de spécialité.

Chivu, C. *La minéralisation ferrifère de la partie nord des montagnes de Sebeş.*

L'auteur signale de prèsence des schistes trifogènes épizonaux à intercalations de magnétite dans la partie nord des montagnes de Sebeş.

Mareş, I. et Dimofte, C. *Le fondement théorique des conditions optimales pour la prospection pédochimique des sulfures dans les montagnes de* Drocea.

INFORMATIONS

COMPTES-RENDUS

DOCUMENTATION

INHALT

Gabrian, V. und Curpăn, C. *Abbaumethoden erhöhter Produktivität im Bergbaugebiet von Baia Mare* (III).

Glodeanu, E. *Beitrag zur Bestimmung des wirtschaftlichen Bereiches der in den Strebbauen des Flözes 3 im Jiutaler Kohlenbecken angewendeten verschiedenen Monographien des mechanisierten Ausbaues* (I).

Constantinescu, I. und Darabont, Al. *Anwendungsmüglichkeiten der neuen Methoden der Gesteinszerklinerung bei verschiedenen Förderschemen.*

Der Aufsatz enthält eine Synthese der verschiedenen Verfahren der Gesteinszerkleinerung, sowie auch Vorschläge bezüglich der Anwendung derselben bei der Erzzerkleinerung untertage.

Iordăchescu, Gr., Brîncuş, A. und Ganiţchi, S. *Die Ergebnisse der Assimilierung des Arbeitsvorganges bei der zentralen Flotationsanlage von Baia Mare.*

Im Aufsatz verden die in der Baia Mare — erzentralen Flotationsanlage in den ersten Betriebsjahren aufgetretenen hauptsächlichen Mängel dargelegt, zu deren Behebung bezüglich der Übernahme des Erzes, der Vorzerkleinerung, des Mahlens, Filtrierens, u.s.w., besondere Massnahmen erforderlich waren. Gleichzeitig wird die Art und Weise der Lösung dieser Probleme beschrieben die dabei erzielten Ergebnisse mitgeteilt und Schlussfolgerungen gezogen.

Piso, I. und Bălţăreţu Florica. *Zentrale Bestimmung der Unfallursachen bei einigen Grubenbetrieben.*

Auf Grund eigener Forschungen und der in der einschlägigen Literatur erschienenen Veröffentlichungen werden im Aufsatz die Ursachen der Grubenunfälle gruppenweise untersucht.

Chivu, C. *Die Eisenmineralisation im nördlichen Teil des Sebeş-gebirges.*

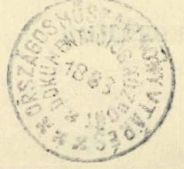
Der Aufsatz behandelt das Vorkommen einiger trifogener, epizonaler Schiefer mit Magnetiteinlagerungen im nördlichen Teil des Sebeşgebirges.

Mareş, I. und Dimofte, C. *Theoretische Begründung der Bedingungen des optimalen pedogeochemischen Schürfens sulfidischer Erze im Drocea-gebirge.*

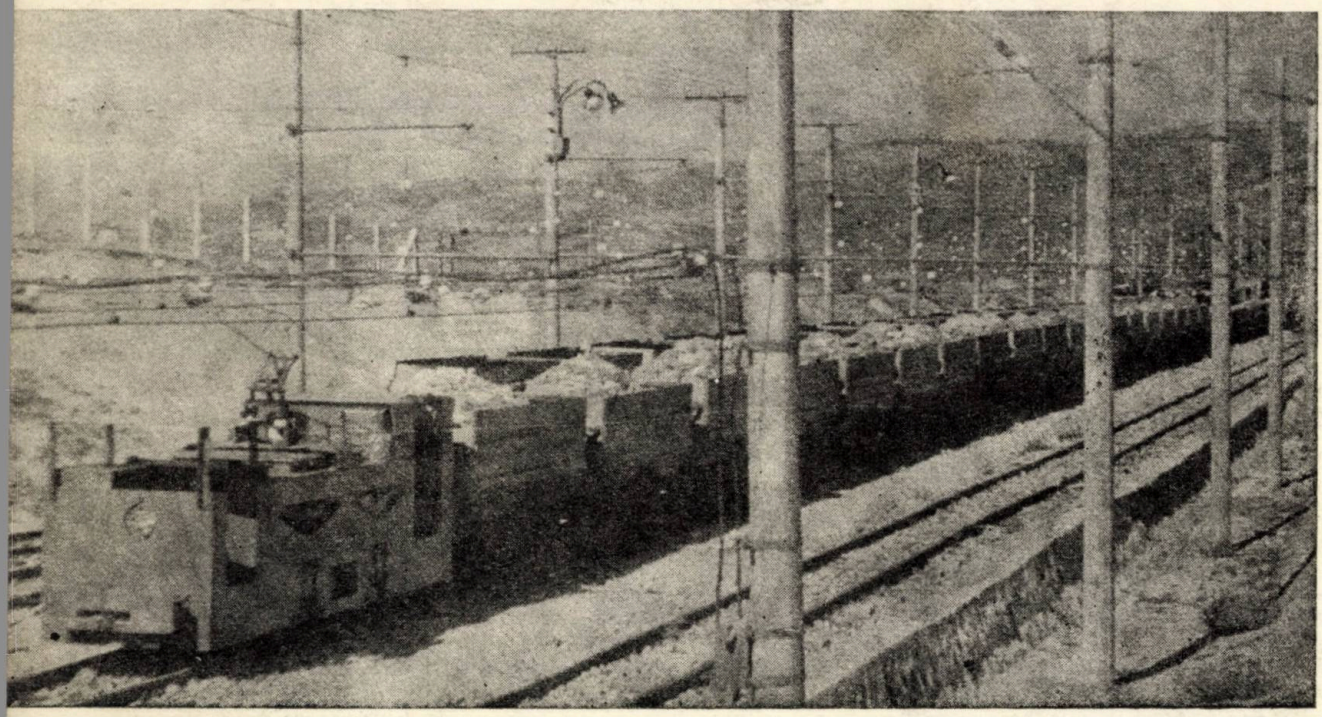
INFORMATIONEN

REZENSIONEN

DOCUMENTIERUNG



1967 JUL 28



INTREPRINDEREA MINIERĂ

Moldova nouă

E 1433

7

IULIE
1967
VOLUMUL XVIII

REVISTA MINELOR

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT * 1863 *

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XVIII Nr. 7 1967

CUPRINS

Gabrian, V. şi Curpăn, C.	**Metode de exploatare de productivitate mărită aplicate în bazinul minier Baia Mare (IV)**	281—290
Glodeanu, E.	**Contribuţii la stabilirea domeniului economic de aplicare a diferitelor monografii de susţinere metalică aplicate în abatajele frontale din stratul 3 Valea Jiului.**	290—298
Mihailovici, N.	**Ritmul de exploatare a rezervelor şi capacitatea optimă de producţie a minelor**	299—304
Vlad, P. şi Guran, M.	**Valorificarea resurselor de minereu de fier şi eficienţa ei economică**	305—314
Tomuş, I.	**Ipoteza punctelor critice în stabilirea autoaprinderii cărbunilor din pereţii lucrărilor miniere**	315—319
Pomîrleanu, V. şi Petreuş, I.	**Noi date asupra geotermometriei zăcămîntului hidrotermal de la Herja (Baia Mare)**	320—324

Invenţii — Inovaţii
Recenzii
Documentare

COMITETUL DE REDACŢIE

Conf. ing. LUBENESCU DAN, laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BÎRSAN TRAIAN, redactor responsabil adjunct; ing. ANTON PETRE; ing. BĂLTĂREŢU RAUL; geol. GURĂU ANDREI; prof. dr. docent HUBER PANU ION, membru corespondent al Academiei Republicii Socialiste România; ing. MILIŢESCU ERACLE; ing. MOGHIOROŞ EMERIC; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. POPESCU F. GABRIEL; ing. SCRIPĂŢ VASILE; ing. ŞONCODI CORIOLAN; ing. VALVARIC NICOLAE

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XVIII Nr. 7 1967

TEHNICĂ minieră

Metode de exploatare cu productivitate mărită, aplicate în bazinul minier Baia Mare (IV)

Metoda de exploatare a filoanelor groase şi foarte groase cu înmagazinare în panouri scurte cu felii înclinate, extrase în fîşii transversale (partea a II-a)

Dr. ing. V. GABRIAN şi ing. C. CURPĂN

1. În cele ce urmează se va descrie varianta de bază — metoda de exploatare cu înmagazinare în panouri scurte, cu felii înclinate extrase în fîşii transversale, orizontale, cu pregătirea specifică metodei de exploatare prin felii orizontale şi rambleiere cu un singur plan înclinat excavat în tavanul de minereu, pe mijlocul filonului, precum şi varianta cu fîşii transversale cu două plane înclinate, unul pe culcuş şi altul pe coperiş, menţinute în minereul înmagazinat.

1.1. *Faza I* **Formarea prismei triunghiulare**

După cum s-a arătat [2], una din caracteriticile comune ale acestor variante este formarea unei prisme triunghiulare, din minereul înmagazinat.

Din preabatajul orizontal direcţional de la suitorul geologic, care este şi suitorul de acces la nivelul orizontului superior, se sapă o breşă transversală cu lăţimea camerei de 3 m, şi înălţimea de circa 2 m, spre coperiş şi spre culcuş (depinzînd de plasarea suitorii); breşa se poate excava cu găuri verticale pe întreaga lungime sau cu găuri orizontale în treaptă răsturnată, cu salturi mici pe orizontală. În cazul suitorului plasat în mijlocul zăcămîntului, excavarea acestei fîşii transversale se poate executa în două etape: se realizează întîi preabatajul transversal spre culcuş, apoi preabatajul de la suitor spre coperiş. Minereul excavat din această breşă se înmagazinează. Pe mijlocul zăcămîntului, într-o parte şi alta pe direcţie, se excavează în treaptă răsturnată, cu găuri orizontale, făgaşe cu lăţimea şi înălţimea de circa 2 m, pe o lungime de 10 m. Minereul rezultat în aceste făgaşe orizontale se înmagazinează şi se orizontalizează la nivelul bazei făgaşului.

Apoi, cu găuri orizontale, fie din făgaşul orizontal pe direcţie, fie din fîşia transversală iniţială, se excavează spre culcuş, de o parte şi de cealaltă a suitorului, fîşii transversale paralel cu prima fîşie, pe o lăţime de circa 3 m şi înălţimea de 2 m; minereul excavat de asemenea se înmagazinează. Astfel, spaţiul se lărgeşte la tavan, devenind de aproximativ 9 m.

În vederea micşorării ulterioare a diluţiei provocate de deblocările ce ar avea loc din culcuş sau din coperiş, pereţii se ancorează încă de la preabatajul orizontal iniţial, cu ancore din lemn simplu sau lemn presat, cu lungimi de 1,5—2 m, la o densitate de 1—1,5 ancore pe metru pătrat.

La fel se procedează şi cu tavanul de minereu, montîndu-se ancore din lemn simplu sau presat; în cazul folosirii lemnului simplu se recomandă lemnul de mesteacăn sau fag, în orice caz un lemn cu o rezistenţă ridicată la întindere. După unele calcule [5], presiunea rocilor poate fi de ordinul a 1—2 t/m^2.

În ceea ce privește susținerea tavanului, presiunea produsă de blocurile sau plăcile care s-ar desprinde din tavan și care trebuie „cusute" poate declanșa, după Protodiakonov, o sarcină dată de formula :

$$P = \frac{4}{3} \cdot g \frac{a^2}{f} \cdot l$$

în care :

P este presiunea, t ;

l — lungimea tavanului ancorat, m (pentru lungimea egală cu 1 m, presiunea se va exprima în t/m) ;

f — coeficientul de tărie = aprox. 14 = = 0,01 Rc, unde Rc este rezistența la compresiune a rocilor.

Aplicînd formula pentru cazul de față, găsim : P = 5,2 t/m sau pe suprafața totală 52 t.

Cum portanța unor ancore din lemn simplu [6] este de circa 2 t, rezultă că ar fi necesar un număr de circa 26 ancore, respectiv la o suprafața de 90 m² ar reveni aproximativ 0,3 ancore pe m². Luînd un coeficient de siguranță 3, ajungem la o densitate de o ancoră pe metru pătrat.

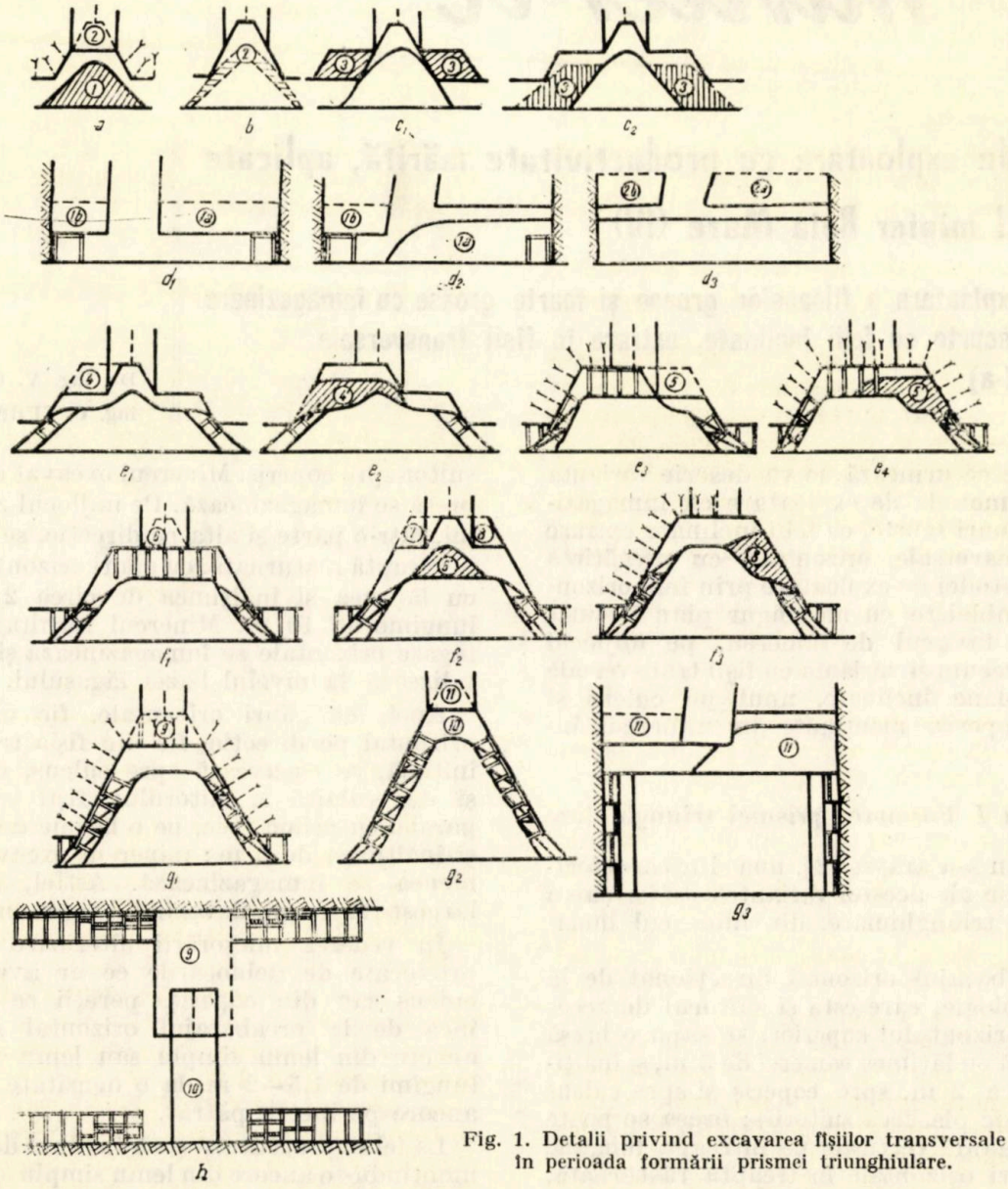


Fig. 1. Detalii privind excavarea fișiilor transversale în perioada formării prismei triunghiulare.

g — greutatea volumetrică a rocii, t/m³ (în cazul de față 2,7 t/m³) ;

a — semideschiderea bolții, m (în cazul cel mai defavorabil 4,5 m) ;

Lungimea ancorelor, după experiența locală, se alege între 1,5—2 m.

Ancorele de la tavan se vor monta în evantai, iar găurile pentru pușcare se vor fora aproxima-

tiv paralel cu ancorele, astfel ca să se asigure ruperea minereului.

Se sapă apoi un nou preabataj, de aproximativ 2 m înălțime, transversal, de la suitorul geologic spre culcuș și spre coperiș, cu un profil trapezoidal cu baza mică de circa 3 m și baza mare de circa 4 m (fig. 1). Minereul se înmagazinează; coama formată din minereul pușcat se orizontalizează; se ancorează apoi pereții și tavanul cu ancore din lemn, după monografia stabilită mai sus.

Din acest nou preabataj transversal sau fișie transversală orizontală se sapă, în dreptul făgașului direcțional excavat la nivelul primei fișii transversale, o mică breșă de aproximativ 4 m lungime, cu o secțiune de 3 m lățime și 2 m înălțime, de o parte și de alta a acestei fișii transversale.

Prin această breșă direcțională se asigură circulația de la preabatajul orizontal excavat deasupra pilierului de siguranță, la nivelul noii fișii transversale.

După săparea acestor preabataje se ancorează, după necesități, atît culcușul, cît și coperișul, precum și tavanul.

Urmărind figura 1, se observă că prima dată se sapă breșa în fișia transversală cu lățime de 3 m. De pe minereul înmagazinat se sapă o altă fișie transversală cu baza mare egală cu 3 m (respectiv lățimea primei fîșii transversale), apoi se lărgește cu cîte 3 m de o parte și de alta tot prin fișii transversale, din acele breșe direcționale. De la nivelul fîșiei a doua se excavează noi fișii transversale, cu găuri verticale, sau cu găuri orizontale, în două etape, sau într-o etapă, după ce în prealabil s-au tăiat făgașele de legătură între primul preabataj pe mijlocul zăcămîntului pînă la nivelul celei de-a doua fișii transversale, în vederea realizării accesului din pregătirea inițială sau se realizează planul înclinat menținut în minereul înmagazinat.

Atunci cînd minereul detașat începe să micșoreze spațiul excavat al fîșiei, prin compartimentul podit se evacuează surplusul de minereu, pentru a se asigura spațiul de lucru cu o înălțime de circa 2 m.

Astfel se lucrează în continuare pînă se ajunge cu muchia superioară a prismei triunghiulare la nivelul orizontului superior.

Se subliniază că tavanul înclinat de minereu se sprijină continuu pe minereul înmagazinat, ceea ce îmbunătățește în mare măsură stabilitatea minereului, micșorînd posibilitățile de desprindere a blocurilor din tavan.

La nivelul orizontului de cap trebuie săpată în prealabil o galerie de culcuș în steril; din aceasta în dreptul suitorului geologic, se sapă o breșă care traversează filonul pînă la coperiș și în care ajunge ultima fișie transversală a prismei triunghiulare, pe unde se va executa rambleierea.

Se poate lăsa însă și un pilier de 4—5 m grosime, pînă sub care ajunge muchia superioară a prismei triunghiulare în care, din breșa susamintită, se sapă cîteva rostogoluri pentru rambleiere.

Dezvoltarea prismei triunghiulare are loc la o înclinare a feliilor de circa 50—55° pe o lungime a bazei orizontale de cîte circa 37 m, de o parte și de cealaltă parte a suitorului.

În cazul dat, grosimea filonului fiind de 10 m, volumul minereului astfel excavat ajunge aproximativ la 18 500 m³, ceea ce echivalează cu circa 50 000 t; din această cantitate se evacuează surplusul provenit din înfoiere, apreciat la 25—30%, respectiv circa 15 000 t; rămîne de evacuat din prisma triunghiulară circa 35 000 t.

Tăierea fîșiilor transversale se face în salturi de circa 2 m, cînd găurile se dau orizontal, sau în salturi de circa 1 m, cînd găurile se dau vertical, lungimea găurilor fiind de 1,00—1,20 m, iar coeficientul de rupere 0,85; distanța dintre găuri se alege în funcție de caracteristicile, pe care le prezintă roca filoniană (fig. 2).

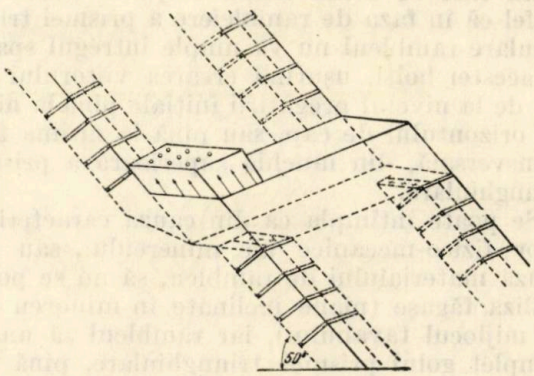


Fig. 2. Vedere în spațiu a excavării unei noi fișii orizontale la cea de-a doua felie înclinată.

O dată cu formarea prismei triunghiulare se studiază atent, atît tavanul de minereu, cît și pereții, pentru a se putea stabili comportarea lor, tendința de cimentare, de oxidare a minereului, se verifică monografia de susținere etc.

În cazul cînd se produc blocuri supragabarit și este necesară o sfărîmare secundară, iar făgașele în minereu nu se pot realiza, se adoptă variația cu plane înclinate menținute în minereul înmagazinat (fig. 1 și 2).

La grosimi ale filonului de peste 10—11 m se recomandă realizarea a două plane înclinate menținute în minereul înmagazinat, unul pe culcuș și unul pe coperiș, pentru ca să existe posibilitatea atacării fișiilor din două părți, respectiv să existe totdeauna posibilitatea de acces la nivelul fîșiei transversale, în oricare etapă de dezvoltare a prismei triunghiulare, prin

partea în care fîşia este copturită; în acelaşi timp se realizează şi un circuit optim de aeraj. Tavanul acestor plane înclinate se ancorează.

1.1.1. În legătură cu executarea fazei I sînt de menţionat următoarele:

— La ultima felie înclinată, înainte de a se începe golirea minereului înmagazinat, tot tavanul înclinat se ancorează obligatoriu, cu ancore de 2 m lungime, plasate la 1 m distanţă, în eşichier.

— Dacă minereul se cimentează sau tavanul de minereu este slab, iar pereţii prezintă tendinţe de desprindere, golirea minereului înmagazinat în prisma triunghiulară trebuie să se facă înainte de a se ajunge cu înălţimea acestei prisme la nivelul orizontului superior (de exemplu la jumătate din această înălţime, adică la circa 25 m).

În această situaţie, de pildă la 10 m grosime de filon, volumul minereului excavat în prisma triunghiulară se ridică la aproximativ 4 600 m³ sau circa 12 000 t, din care surplusul este de aproximativ 3 500 t, rămînînd înmagazinat aproape 8 500 t minereu.

— Ultima felie înclinată se recomandă a se excava cu o concavitate spre sensul de înaintare a feliilor pe direcţie, realizînd astfel o boltă care ar urma curba bolţii de echilibru, astfel că în faza de rambleiere a prismei triunghiulare rambleul nu va umple întregul spaţiu al acestei bolţi, uşurînd crearea viitorului acces de la nivelul pregătirii iniţiale pînă la nivelul orizontului de cap, sau pînă la ultima fîşie transversală, din muchia superioară a prismei triunghiulare.

Se poate întîmpla ca din cauza caracteristicilor fizico-mecanice ale minereului, sau din cauza materialului de rambleu, să nu se poată realiza făgaşe (plane înclinate în minereu sau pe mijlocul tavanului), iar rambleul să umple complet golul prismei triunghiulare, pînă sub tavanul înclinat de minereu; în asemenea alternativă planul înclinat de legătură dintre cele două orizonturi se poate realiza ca o lucrare în fund de sac prin excavare ulterioară.

Golirea minereului înmagazinat trebuie efectuată prin toate gurile de evacuare concomitent, într-un ritm foarte rapid, în special prin gurile centrale.

Apoi, prin breşa transversală de la nivelul orizontului de cap — săpată din galeria în steril pînă la suitor, sau pînă la nivelul ultimei fîşii transversale a triunghiului, se rambleiază continuu, fără întrerupere, întregul gol excavat.

După calculele făcute, la o grosime de filon de 10 m, rezultă că excavarea prismei triunghiulare pînă la nivelul orizontului de cap durează aproximativ 160 zile calendaristice, la o productivitate de 4—5 t/post (minereu excavat), respectiv durata excavării se ridică la 5—6 luni. Golirea minereului înmagazinat ar dura aproximativ 45 de zile, la un ritm de 800—1 000 t/zi. Rambleierea va dura tot circa 45 zile, iar în total durata ciclului va fi aproximativ de 9 luni.

În timpul excavării prismei triunghiulare, producţia zilnică din cele două fronturi conjugate este de aproximativ 100 t/zi.

În cazul în care prisma triunghiulară nu se ia pe înălţimea dintre cele două etaje, ci numai jumătate din această înălţime, durata de excavare ajunge la aproximativ 50 zile calendaristice, respectiv circa două luni; golirea necesită circa trei săptămîni, rambleierea circa patru săptămîni, ciclul repetîndu-se deci la aproximativ patru luni.

Acest ritm este mai lent şi permite o organizare mai uşoară, mai comodă, a lucrărilor.

— În timpul excavării trebuie urmărit să nu se înmagazineze blocuri supragabarit; se observă dacă are loc fenomenul de cimentare a minereului şi se încearcă golirea din cînd în cînd a unor cantităţi mici, pentru a se constata transmiterea mişcării pînă la nivelul feliei înclinate.

Aceste lucrări se urmăresc cu foarte multă atenţie, pentru a se stabili timpul şi cînd trebuie să se oprească excavarea prismei triunghiulare.

— Pe parcursul exploatării trebuie să se facă măsurători care să determine exact geometria prismei triunghiulare şi volumul excavat şi să asigure realizarea înclinării feliilor între 50 şi 55°, iar verificarea acestor date să fie efectuată prin comparaţia volumului de minereu excavat şi extras cu volumul rambleiat.

1.2. *Faza a II-a* Excavarea panourilor scurte

Faza a II-a o constituie excavarea panourilor scurte prin felii înclinate, luate în camere transversale de o parte şi de alta a prismei triunghiulare, concomitent, după rambleierea prealabilă a acesteia.

Modalitatea de lucru în fîşii transversale este la fel ca la executarea fîşiilor transversale în timpul formării prismei triunghiulare; din făgaşele direcţionale în minereu, într-o parte şi alta a acestora, se excavează fîşiile transversale, spre culcuş şi spre coperiş, cu lăţimea de circa 3 m, înălţimea de aproximativ 2 m, în salturi de cîte 1 m sau după condiţiile pe care le oferă filonul. Minereul se înmagazinează.

Înainte de puşcare se montează pe vatra înclinată de rambleu o plasă de sîrmă, o poditură de lemn crăpat, montat în panouri de 2 × 1 m, sau se poate chiar betona vatra la fiecare fîşie, folosind ciment RIM. Valoarea oricărui fel de poditură — care se abandonează — este acoperită de beneficiile obţinute prin micşorarea pierderilor de metal în vatra de rambleu.

Pe lîngă micşorarea pierderilor şi diluţiei, rostul acestei podituri de plasă, beton etc.,

este de a anihila sau a micşora împingerea pe care o realizează eventual rambleul pus în loc în prisma triunghiulară şi în viitorul panou scurt, deoarece înclinarea feliei este de aproximativ 50—55°, iar unghiul de taluz natural al rambleului este de ordinul a 35—45°, depinzînd de calitatea rambleului respectiv.

Această împingere laterală poate avea loc numai la început, pînă cînd rambleul se cimentează prin alterare, sau se tasează prin greutate proprie şi datorită împuşcăturilor care au loc la excavarea primei felii înclinate.

În urma experienţei obţinută la formarea prismei triunghiulare, se definitivează varianta de realizare a planelor înclinate, în tavanul de minereu sau în minereul înmagazinat, precum şi volumul panoului scurt, respectiv numărul de felii înclinate care urmează să se excaveze.

Observaţii care se fac în cursul executării prismei triunghiulare, se referă la tendinţa de cimentare şi oxidare a minereului, respectiv de blocare a acestuia, viteza de evacuare a minereului, valoarea unghiului de taluz al minereului şi rambleului (care trebuie să se regleze chiar în timpul excavării prismei triunghiulare) etc.

Pe baza experimentărilor făcute pînă în prezent, se consideră că panoul scurt va avea aproximativ 10 m pe normală, respectiv va cuprinde cinci felii în grosime de 2 m.

Volumul de minereu excavat dintr-un panou scurt de acest fel, va fi aproximativ de 6 100 m³, respectiv circa 16 000 t, din care circa 5 000 t se vor evacua ca surplus, rămînînd ca înmagazinate circa 11 000 t.

După calculele făcute, excavarea durează 60—70 zile calendaristice, golirea şi rambleierea cîte 20—25 zile calendaristice, durata totală a ciclului fiind de 100—120 zile calendaristice, respectiv 3,5—4 luni.

Înainte de golirea minereului înmagazinat, se iau aceleaşi măsuri de amenajare a făgaşelor pentru viitorul acces, după rambleiere, între orizontul de bază şi cel de cap.

Se verifică evacuarea şi rambleierea, cu măsurătorile făcute la excavarea panoului scurt.

Excavarea panourilor scurte se execută concomitent de o parte şi de cealaltă a prismei triunguiulare.

Volumul experimentărilor de pînă în prezent, avînd în vedere dimensiunile geometrice ale noului panou (circa 194 m pe lungime la orizontul de bază, circa 120 m pe lungime la nivelul orizontului de cap şi înălţimea de 50 m), care determină excavarea unui volum de circa 78 000 m³, sau circa 212 000 t, nu ne permite deocamdată prezentarea indicatorilor la valoarea lor reală, aceştia urmînd să se verifice pe parcurs, lucrările actuale fiind în faza de formare a prismei triunghiulare.

1.3. Rambleierea panoului scurt şi excavarea pilierului superior

În vederea rambleierii panoului scurt, la nivelul orizontului de cap, din galeria direcţională în steril se sapă breşe pînă în coperişul filonului, la distanţa care rezultă din mărimea pe lungime de 15—20 m a panoului scurt.

Datorită lungimii mici a acestor breşe, excavarea lor începe o dată cu tăierea ultimei felii înclinate, luată în cadrul panoului scurt.

Prin aceste guri de golire se rambleiază circa 85—90% din gol, după care restul de rambleu se trage manual pentru orizontalizare, pînă la nivelul orizontului de cap; aceasta în varianta existenţei unui pilier de minereu suficient de rezistent deasupra galeriilor de la orizontul de cap.

Dacă nu există un asemenea pilier de minereu sau acesta nu este suficient de rezistent, sub galeriile de cap se lasă un pilier de circa 5 m, în care se sapă guri de golire a rambleului, urmînd apoi operaţia obişnuită de rambleiere, arătată anterior, excavarea pilierului superior făcîndu-se prin metodele curent utilizate.

1.4. Lichidarea panoului, excavarea pilierului inferior

Pentru excavarea pilierului inferior, în cazul lăsării acestuia, se propun două variante : prima variantă (fig. 3) constă în săparea unor suitori pe coperiş, pînă la nivelul rambleului, din care se excavează scurte breşe direcţionale şi transversale pe coamele acestor pîlnii; se podeşte vatra galeriilor susţinute în lemn, se surpă rambleul prin puşcarea lemnului, apoi, descendent, se realizează noi breşe direcţionale şi transversale, prin intermediul cărora se estimează recuperarea a cel puţin 80% din rezerva blocată în pilier.

A doua variantă constă în injectarea unui mortar de ciment în rambleul pus în loc după excavarea minereului, astfel încît să se realizeze o grindă de beton; prin suituri scurţi şi breşe se poate excava prin retragere, minereul blocat în pilierul inferior, în condiţii de siguranţă mai bune şi într-o proporţie mai mare; se rambleiază apoi golul (acelaşi lucru se poate face şi în prima subvariantă). Ultimele două felii, pînă la talpa orizontului de bază, se execută dintr-un rambleu betonat (beton ciclopian).

2. Indici tehnico-economici

Din calculele făcute pentru variantele expuse, în raport cu metoda de exploatare prin felii orizontale şi rambleiere consecutivă cu susţinere, consumurile specifice de manoperă şi materiale sînt redate în tabela de la p. 286.

2.1. Determinarea rentabilității podirii vetrei de rambleu

Pentru evitarea pierderilor de minereu în vatra de rambleu este necesară podirea cît mai atentă, mai completă și mai etanșă.

— prelate (pînză uzată de filtru);
— beton (torcretat sau pus în operă manual);
— steril de flotație;
— lut bătut.

Posibilitățile de aplicare a unora din aceste variante depind de o serie de factori locali, ca :

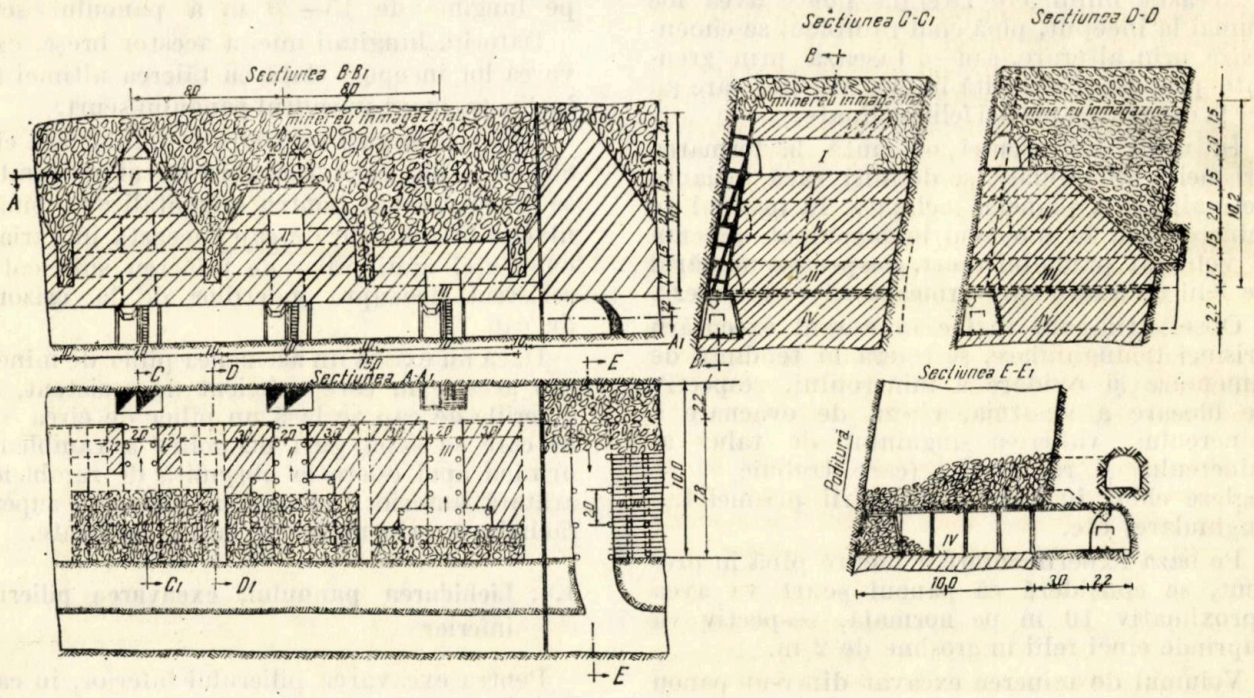


Fig. 3. Detalii privind excavarea pilierului inferior, varianta *a*.

Comparația indicatorilor tehnico-economici

Denumirea indicatorului	Metoda de exploatare prin foliі orizontale luate în fișii transversale și rambleiere	Metoda propusă	Rezultatele primelor experimentări la o mină din bazin
Durata de exploatare a unui panou de 10 m înălțime, luni	36—48	11	15
Productivitate la excavare și rulare, t/post	2— 3	10	>11
Productivitate totală (excavare + evacuare + + rambleiere) t/post	1,5— 2	5,0	> 4
Preț de cost abataj (inclusiv rambleiere), lei/t	45—60	34	27
Consum de lemn de mină, m^3/1 000 t	10—25	2	sub 1
Rostogoluri pentru minereu, m/1 000 t	3	0	0
Viteza de excavare (înaintare pe verticală), m/lună	1	1,8	5,5
Pierderi calitative în rambleu, %	15— 20	2—4	
Productivitatea panoului, t/zi	60—100	159	206

După experimentările făcute de C.C.M.N. Baia Mare podirea poate fi executată cu :

— grătare din șine vechi de cale ferată;
— dulapi de lemn crăpat;
— foi de tablă de 3—5 mm;
— scînduri;
— panouri din lemn crăpat, căptușite cu tablă din burlane de aeraj scoase din uz;

extinderea suprafeței de podit, condițiile de aprovizionare cu materialele alese, prețul de cost al acestora loco-abataj, dificultățile de transport, timpul de întrerupere pentru efectuarea operației de podire, mijloacele de încărcare și transport al minereului etc.

Valoarea pierderilor de metale în vatră depinde de calitatea minereului, prețul metalelor,

cantitatea de minerale pierdute, calitatea materialului de rambleiere etc ; determinarea cuantumului valoric al pierderilor se face prin probarea sistematică a minereului în zăcămînt şi a rambleului pus în loc — înainte de excavarea feliei sau fişiei, precum şi prin probarea minereului excavat şi evacuat din abataj şi a rambleului „îmbogăţit" după evacuarea minereului detaşat (prin probe reprezentative, la diverse adîncimi, care pot merge pînă la 1 m).

Operaţiile enumerate sînt laborioase şi trebuie efectuate cu o asistenţă tehnică corespunzătoare, dar eforturile depuse în acest scop ne dau o imagine precisă asupra pierderilor reale de metal, ceea ce ne permite să facem calcule cu privire la eficienţa economică a podirii vetrei în abataj, comparînd costul podirii cu valoarea metalelor recuperate în plus datorită reducerii pierderilor de metal în rambleu.

Calculele pot fi completate prin adăugarea economiilor rezultate prin creşterea extracţiei în instalaţia de preparare, datorită unui conţinut mai ridicat al minereului brut.

3. Precizări privind variantele metodei de exploatare cu înmagazinare în panouri scurte, cu felii înclinate luate în fişii transversale, pentru filoane groase şi foarte groase

Gura de evacuare centrală, plasată lîngă tavanul de minereu masiv, permite evacuarea a circa 65% din volumul de minereu înmagazinat. Este recomandabilă folosirea evacuării centralizate prin această gură pentru a micşora cantitatea de minereu rulată pe vatră, indiferent dacă vatra de rambleu este betonată sau podită printr-un mijloc oarecare, în vederea reducerii pierderilor. Această recomandare este făcută pe baza încercărilor pe model, executate la C.C.M.N. Baia Mare.

Evacuarea centrală permite şi o organizare mai bună a transportului de minereu, putînd folosi o bandă de transport pentru încărcarea trenurilor sau călăreţi între vagonete, screpere cu platformă, maşini de încărcat de pe vatră etc., pentru a se asigura o încărcare continuă a trenurilor cu minereu.

Orizonturile de sfărîmare trebuie aerisite cu ajutorul unor ventilatoare, deoarece se produce o prăfuire accentuată la evacuarea continuă a unui volum mare de minereu.

În afară de activarea aerisirii orizontului de sfărîmare, este necesară montarea unor duze de stropire şi a unor perdele de apă, care să umecteze minereul în timpul golirii, în vederea micşorării prăfuirii.

Distanţa dintre galeria direcţională în culcuş (în steril) pînă la culcuşul filonului, se determină pe baza unghiului de frecare internă şi de surpare a sterilului din culcuş (andezite sau şisturi), astfel încît să se asigure stabilitatea acestei galerii şi accesul după exploatarea orizontului inferior.

În figura 4 sînt redate determinările grafice pentru două mine din bazin.

La calculul efectuat pentru prima mină s-au folosit datele experimentale ale profesorului Stamatiu (date mai vechi), iar pentru cea de-a

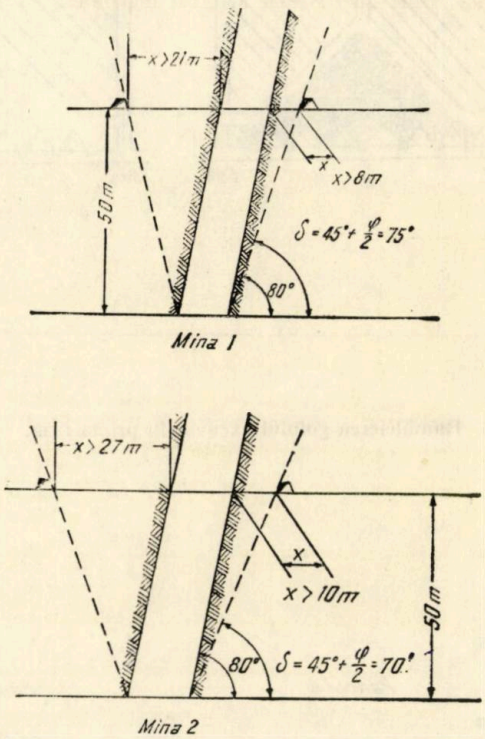


Fig. 4. Determinarea grafică a distanţei dintre culcuşul filonului şi galeria de ocol din steril, în funcţie de unghiul de alunecare.

doua mină — determinările recent efectuate, la cererea combinatului, de către Institutul de mine Petroşani.

Poziţia fişiilor. Atunci cînd fişiile transversale se iau orizontal, surplusul de minereu trebuie evacuat manual; aceasta constituie o anumită dificultate, deşi volumul se referă numai la 20—25% din totalul materialului, restul fiind în imediata apropiere a gurii de evacuare, respectiv a planului înclinat (fie săpat în masiv, fie realizat în minereul înmagazinat). Se pot folosi şi screpere cu cupă de 0,1 m³, respectiv 8 kW, sau lopeţi mecanice uşoare şi mobile, putînd fi mutate uşor într-o parte sau alta a fişiei transversale.

Fişiile înclinate asigură transportul gravitaţional al unei cantităţi mari de minereu în cadrul fişiei, intervenţia personalului pentru rulare fiind necesară la un volum redus de minereu excavat.

4. Rezultate obţinute pînă în prezent

O experimentare care a avut loc la una dintre minele bazinului a contribuit, în mod substanţial, la verificarea tehnologiei metodei de ex-

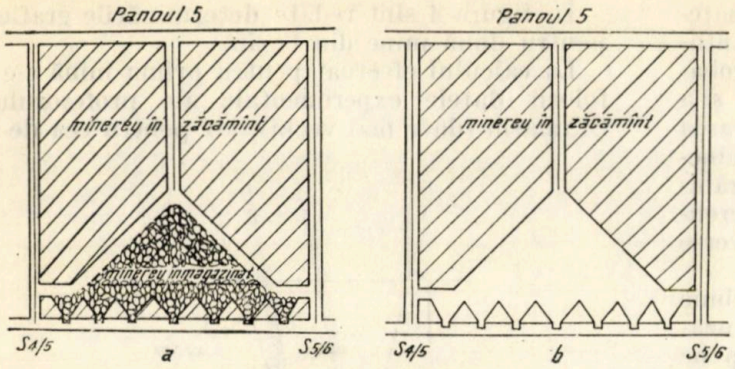


Fig. 5. Evoluția formării prismei triunghiulare :
a – înmagazinarea minereului sub formă de prismă triunghiulară ;
b – golirea minereului înmagazinat în vederea rambleierii.

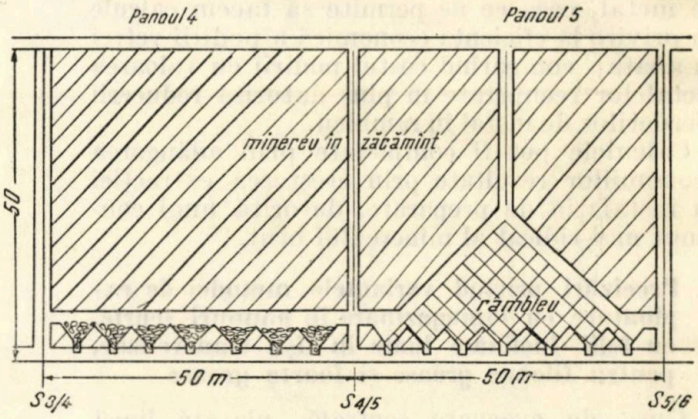


Fig. 6. Rambleierea golului excavat în prima fază.

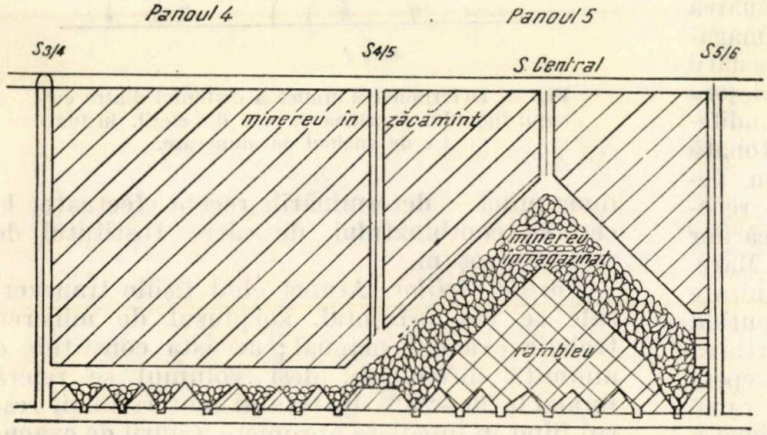


Fig. 7. Continuarea fazei de excavare și înmagazinare a minereului prin felii înclinate.

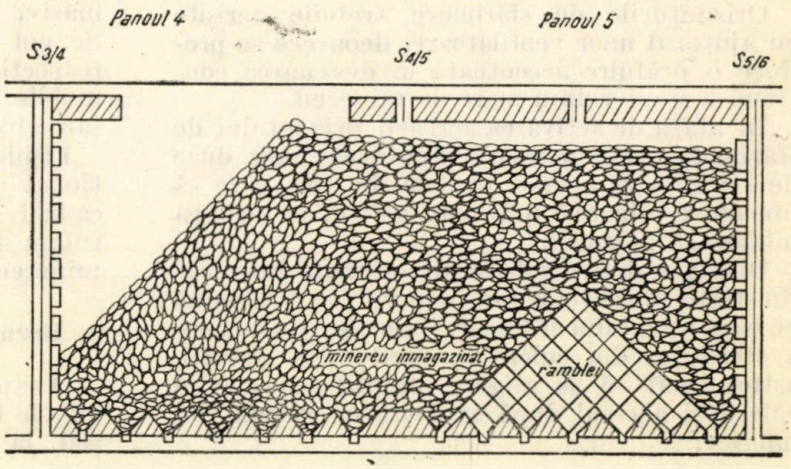


Fig. 8. Faza finală a excavării : minereul înmagazinat se evacuează. O dată cu evacuarea minereului, în retragere, se excavează și pilierul superior.

ploatare descrise. Cele două panouri în care s-a făcut experimentarea prezentau următoarele caracteristici (fig. 9) :

— grosimea filonului la orizontul de bază varia între 8 și 18 m ; pe înălțime grosimea filonului se micșora pînă la 4—5 m ;

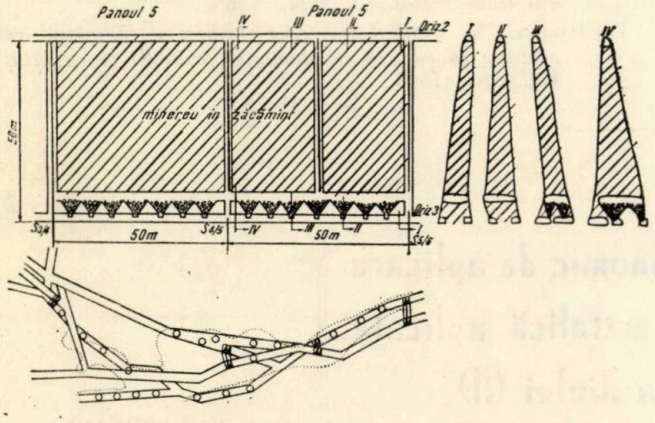


Fig. 9. Situația inițială a panourilor.

— filonul prezintă sinuozități pe direcție ;

— galeria de cap nu era săpată decît pînă la jumătatea panoului ;

— pregătirea era făcută pentru metoda de exploatare prin felii orizontale și rambleiere ;

— minereul avea o stabilitate bună, iar rocile din culcuș și coperiș o stabilitate medie.

S-a hotărît aplicarea metodei de exploatare cu înmagazinare în panouri scurte, cu tăierea înclinată a feliilor, fîșiile fiind excavate ascendent, pe toată grosimea filonului.

Fazele de dezvoltare a exploatării celor două panouri adiacente sînt redate în figurile 5, 6, 7, 8.

Conform tehnologiei descrise anterior, excavarea panourilor scurte trebuia să se oprească eventual la faza arătată în figura 7. Datorită faptului că pe parcursul excavării s-a constatat pe de o parte subțierea filonului de la 8—18 m la 4—5 m, iar pe de altă parte o stabilitate satisfăcătoare a rocilor, panoul s-a exploatat din aproape în aproape, pe același principiu, dar cu înmagazinare continuă, pînă la epuizarea rezervelor din această zonă.

Cu această metodă s-a excavat în doi ani peste 80 000 t ; actualmente panourile sînt în golire.

Indicatorii obținuți au fost redați în tabela de la p. 286.

În cadrul acestei experimentări nu au mai fost necesare făgașele descrise deoarece la un moment dat grosimea filonului s-a micșorat.

Această experimentare industrială a scos în evidență în mod deosebit următoarele elemente :

— aplicarea metodei care utilizează transportul gravitațional, la filoane a căror grosime depășește 10—15 m și la care culcușul și coperișul prezintă sinuozități pe direcție și pe înclinare, este posibilă ;

— tăierea pe înclinare a feliilor mărește stabilitatea tavanului de minereu ;

— viteza de excavare contribuie, de asemenea, la menținerea stabilității tavanului de minereu și a rocilor înconjurătoare ;

— înclinarea optimă a feliei excavate și mai ales a taluzului minereului înmagazinat, în condițiile zăcămîntului exemplificat, a fost de 40—45° ;

— capacitatea liniei de abataj se poate folosi integral, ceea ce contribuie la obținerea unei ritmicități sporite a excavării și evacuării minereului ;

— din figura 8 se poate observa că evacuarea minereului înmagazinat se începe dintr-o extremă, pe măsură ce se răpește pilierul de sub orizontul de cap ; s-a trecut la excavarea acestui pilier, deoarece experiența minelor din regiune a demonstrat că exploatarea ulterioară a pilierilor generează cheltuieli suplimentare mari, se execută în condiții grele de lucru, iar uneori se ajunge la pierderea rezervelor din pilieri (în prealabil s-a executat o galerie de ocol in steril) ;

— dimensiunile obișnuite ale gurilor de evacuare de circa 800 × 500 mm, sau chiar 1 000 × × 600 mm, nu permit evacuarea continuă, fără întreruperi, a minereului înmagazinat, căci nu se pot evita întrutotul supragabaritele. Pentru a putea rezolva această problemă s-a lărgit, prin pușcare, gura de evacuare, minereul curgînd fără întrerupere pe vatra galeriei de bază, pe unde se încărca cu o mașină de încărcat MIP-2 ; timpul de schimbare a vagonetelor nu a permis însă depășirea unui ritm de golire de circa 150 t/schimb.

Concluzii

Din cele expuse, rezultă că tăierea înclinată a feliei în abataje asigură într-o măsură mai mare securitatea zăcămîntului și a personalului, acest procedeu conducînd totodată și la mărirea productivității muncii, datorită reducerii volumului susținerii, folosirii transportului gravitațional al minereului și al rambleului ca și la micșorarea consumului de lemn și posibilitatea folosirii într-o proporție mai mare a susținerii ancorate.

Concentrarea aerajului prin planele înclinate asigură o aerisire mai intensă a frontului de lucru.

Din datele prezentate rezultă, de asemenea, un coeficient mai mare de recuperare a rezervelor și un preț de cost, la nivelul abatajului, mai redus.

Elementul cel mai important, după securitatea avansată a muncii pe care o asigură noua metodă, este reducerea prețului de cost a metalului în concentrate cu pînă la 20% [7].

Experimentarea acestei metode la minele de exploatare a bazinului minier Baia Mare este în continuare.

Bibliografie

[1] Gabrian, V. şi Curpăn, C. *Metode de exploatare de productivitate mărită aplicate în bazinul minier Baia Mare* (I). Revista Minelor, nr. 2, 1967 .

[2] Gabrian, V. şi Curpăn, C. *Metoda de exploatare a filoanelor groase şi foarte groase cu înmagazinare, în panouri scurte, cu felii înclinate, extrase în fîşii transversale* (partea 1). Revista Minelor, nr. 6, 1967.

[3] Gabrian, V. *Eficacitatea economică a introducerii tehnicii noi la exploatarea zăcămintelor de minereuri din R.P.R.* Lucrare de disertaţie.

[4] Curpăn, C. *Extinderea domeniului de aplicabilitate a metodelor de exploatare de mare productivitate.* Studiu C.C.M.N., 1965.

[5] Popa, V. *Studiul înlocuirii pilierilor de minereu ai galeriilor, cu elemente prefabricate din beton.* C.C.M.N., 1965.

[6] Curpăn, C. *Susţinerea lucrărilor miniere cu ancore din lemn presat.* C.C.M.N., 1965.

[7] Popa, V. *Studiul măsurilor tehnice şi organizatorice necesare în vederea îmbunătăţirii calităţii minereului.* C.C.M.N., 1966.

123Bai/68
LEFORDITVA

Contribuţii la stabilirea domeniului economic de aplicare a diferitelor monografii de susţinere metalică aplicate în abatajele frontale din stratul 3 Valea Jiului (II)

Ing. E. GLODEANU

. STABILIREA VARIAŢIEI PREŢULUI DE COST PE ABATAJ ÎN FUNCŢIE DE GROSIMEA PE ORIZONTALA ŞI ÎNCLINAREA STRATULUI

Preţul de cost al tonei de cărbune din abataj se compune din următoarele elemente :

— costul specific al materialelor ;
— costul specific al manoperei ;
— costul specific al energiei ;
— costul specific al amortismentului.

a. *Costul specific al materialelor*

Elementele care compun, în general, acest cost specific sînt : exploziv, capse, lemn, cherestea, plasă, cabluri de oţel, elementele de susţinere pierdute sau degradate înainte de termen şi diverse.

S-a introdus în analiză şi consumul de elemente de susţinere, deşi acest articol nu este cuprins în calculaţia preţului de cost, ce se execută la unităţile miniere. S-a considerat că acest articol are deosebită importanţă în compararea unor monografii ce folosesc elemente de susţinere care diferă din punctul de vedere al modului de funcţionare şi al preţului de achiziţie, iar introducerea lui în analiză va asigura obţinerea unor rezultate mai apropiate de situaţia reală.

Toate cheltuielile care compun costul specific al materialelor se vor exprima, pentru început, numai în funcţie de unul din parametrii ce s-au luat ca referinţă şi anume grosimea pe orizontală a stratului.

Costul specific al explozivului

a

$$C_e = \frac{S \cdot n_1 \cdot g_1 \cdot c_2}{A}, \text{ lei/t},$$

în care :

S este suprafaţa frontului, m² ;
n_1 — numărul de găuri pe m² de front, buc./ciclu · m² ;
g_1 — încărcătura medie a unei găuri, kg/buc. ;
c_2 — costul explozivului, lei/kg ;
A — producţia rezultată dintr-un ciclu, t/ciclu.

$$C_e = \frac{L_1 \cdot h \cdot n_1 \cdot g_1 \cdot c_2}{L_1 \cdot h \cdot a_c \cdot \gamma} = \frac{n_1 \cdot g_1 \cdot c_2}{a_c \cdot \gamma}, \text{ lei/t}$$

b

în care :

h este grosimea feliei, m ;
L_1 — grosimea pe orizontală a stratului, m ;
a_c — avansarea pe ciclu, m/ciclu ;
γ — greutatea volumetrică a cărbunelui, t/m³.

Costul specific al capselor

$$C_c = \frac{S \cdot n_1 \cdot C_1}{A} = \frac{L_1 \cdot h \cdot n_1 \cdot C_1}{L_1 \cdot h \cdot a_c \cdot \gamma} = \frac{n_1 \cdot C_1}{a_c \cdot \gamma}, \text{ lei/t},$$

c

în care :

C_1 este costul unei capse, lei/buc.

Costul specific al lemnului

$$C_1 = \frac{L \cdot K_1 + (l_1 + l_2) K_2}{L_1} \cdot C_4, \text{ lei/t},$$

d

în care :

L este lungimea frontului susţinut metalic, m ;
l_1 — lungimea la nivel mediu a porţiunii de la coperiş susţinută cu lemn, m ;
l_2 — idem la culcuş, m ;

$$l_1 = ls_1 + lg_1, \text{ m};$$

ls_1 — lățimea la nivel mediu a spițului de la coperiș, m;

lg_1 — lățimea preabatajului de la coperiș, m;

$$l_2 = ls_2 + lg_2 + ln, \text{ m};$$

ls_2 — lățimea la nivel mediu a spițului de la culcuș, m;

lg_2 — lățimea preabatajului de la culcuș;

l_n — lungimea nișei inclusiv eventualele porțiuni susținute cu lemn din zona coperișului abatajului propriu-zis

$$L = L_1 - (l_1 + l_2)$$

K_1 este consumul specific de lemn în abataj, m³/t;

K_2 — consumul specific de lemn în spițuri și nișe, m³/t;

C_4 — costul unui m³ de lemn, lei/m³;

$$C_e = \frac{[L_1 - (l_1 + l_2)]\,K_1 + (l_1 + l_2)\,K_2}{L_1}\,C_4 = \frac{(l_1 + l_2)\,(K_2 - K_1)}{L_1}\,C_4 + K_1 \cdot C_4, \text{ lei/t.}$$

Costul specific al cherestelei

$$C_S = \frac{LK_1' + (l_1 + l_2)\,K_2}{L_1} \cdot C_5 = \frac{(l_1 + l_2)\,(K_2' - K_1')}{L_1} \cdot C_5 + K_1 \cdot C_5, \text{ lei/t;}$$

C_5 este costul unui metru cub de cherestea, lei/m³.

Celelalte simboluri sînt similare cu cele de la lemn.

Costul specific al plasei

$$C_p = \frac{\left[\frac{L_1 \cdot a_c}{n_f} + l_1 \cdot a_c \frac{n_f - l}{n_f}\right] n_p \cdot C_6}{L_1 \cdot h \cdot a_c \cdot \gamma}, \text{ lei/t;}$$

în care:

n_f este numărul de felii la care se pune o nouă plasă;

n_p — numărul plaselor la o poditură;

C_6 — costul unui metru pătrat de plasă.

$$C_p = \frac{\frac{L_1 + l_1\,(n_f - l)}{n_f} \cdot n_p\, c_6}{L_1 \cdot h \cdot \gamma} = \frac{n_p \cdot c_6}{n_f \cdot h \cdot \gamma} + \frac{l_1 \cdot n_p \cdot c_6\,(n_f - 1)}{L_1 \cdot h \cdot \gamma \cdot n_f}.$$

Costul specific al cablurilor de oțel

$$C_{c0} = \frac{L_1 \frac{a_c}{d} \cdot q_c \cdot K_c \cdot n_t}{L_1 \cdot a_c \cdot h \cdot \gamma} = \frac{q_c \cdot K_c \cdot n_t}{d \cdot h \cdot \gamma}, \text{ lei/t,}$$

în care:

g_c este greutatea unui metru de cablu kg/m;

K_c — costul unui kilogram de cablu, lei/kg;

d — distanța dintre două cabluri, m;

n_t — coeficient

$n_t = 1$ dacă cablurile se așază într-un sens;

$n_t = 2$ dacă cablurile se așază cruciș.

Costul specific al elementelor de susținere pierdute sau degradate înainte de termen

$$C_f = \frac{n_{st}' \cdot K_{st} + n_{gr}' K_{gr}}{1\,000}, \text{ lei/t;}$$

în care:

n_{st}' este numărul de stîlpi pierduți la 1 000 t producție, buc./1 000 t;

n_{gr}' — numărul de grinzi pierdute la 1 000 t producție, buc./1 000 t;

K_{st} — costul de achiziție al unui stîlp, lei/buc.;

K_{gr} — costul de achiziție al unei grinzi, lei/buc.

Cost specific divers

Este, în general, o sumă fixă D care se va lua identică cu media realizată în abatajele respective.

Însumînd cheltuielile pe articole vom obține:

$$K_{mat} = \frac{n_1 \cdot q_1 \cdot C_2}{a_c \cdot \gamma} + \frac{n_1 \cdot c_1}{a_c \cdot \gamma} + \frac{(l_1 + l_2)\,(K_2 - K_1)}{L_1} \cdot C_4 + K_1 C_4 + \frac{(l_1 + l_2)\,(K_2' - K_1')}{L_1} \cdot C_5 + K_1' \cdot C_5 + \frac{n_p \cdot c_6}{n_f \cdot h \cdot \gamma} + \frac{l_1 \cdot n_p \cdot c_6\,(n_f - 1)}{L_1 \cdot h \cdot \gamma n_f} + \frac{q_c \cdot K_c \cdot n_t}{d \cdot h \cdot \gamma} + \frac{n_{st}' \cdot k_{st} + n_{gr}'\, k_{gr}}{1\,000} + D, \text{ lei/t.}$$

Simplificînd și grupînd termenii, ajungem la o relație de format:

$$K_{mat} = \frac{A_1}{L_1} + B_1, \text{ lei/t;} \qquad (1)$$

în care:

$$A_1 = (l_1 + l_2)\,[C_4\,(K_2 - K_1) + C_5\,(K_2' - K_1')] + \frac{l_1 \cdot n_p \cdot c_6\,(n_f' - 1)}{h \cdot \gamma \cdot n_f} \qquad (2)$$

$$B_1 = \frac{n_1\,(C_1 + q_1 \cdot C_2)}{a_c \cdot \gamma} + K_1 \cdot C_4 + K_1' \cdot C_5 + \frac{n_p \cdot c_6}{n_f \cdot h \cdot \gamma} + \frac{q_c \cdot K_c \cdot n_t}{d \cdot h \cdot \gamma} + \frac{n_{st}' \cdot K_{st} + n_{gr}' K_{gr}}{1\,000} + D. \qquad (3)$$

b. *Costul specific al manoperei*

$$K_{man} = \frac{K \cdot n_0}{L_1 \cdot h \cdot a_c \cdot \gamma}, \text{ lei/t}$$

în care:

K_m este cîştigul mediu pe post, lei/t;
n_0 — numărul mediu de posturi pe ciclu, p/ciclu;

$$n_0 = \frac{n_z}{n_c},$$

în care:

n_z este numărul mediu de posturi pe zi, p/zi;
n_c — numărul mediu de cicluri pe zi, c/zi;

$$n_z = \frac{P_{zi}}{\eta_t},$$

în care:

P_z este producţia zilnică totală, t/zi;
η_t — randamentul total pe abataj, t/p;

$$\eta_t = \frac{P_{zi}}{n_f + n_s + n_i},$$

în care:

n_f este numărul de posturi pe zi în frontul propriu-zis;
n_s — idem în spituri;
n_i — idem la încărcare, întreţinere etc.;

$$\eta_t = \frac{P_{zi}}{\frac{P_f}{\eta_f} + \frac{P_s}{\eta_s} + n_i},$$

în care:

P_f este producţia zilnică din frontul propriu-zis;
P_s — producţia zilnică din şpituri;
η_f — randamentul în frontul propriu-zis;
η_s — randamentul în spituri.

Introducînd valorile deduse în ecuaţia iniţială, simplificînd şi grupînd termenii, ajungem din nou la o relaţie de forma:

$$K_{man} = \frac{A_2}{L_1} + B_2, \text{ lei/t}, \quad (4)$$

în care:

$$A_2 = K_m \left[\frac{\eta_f - \eta_s}{\eta_f \cdot \eta_s} + \frac{n_i}{h \cdot a_z} \right] \quad (5)$$

$$B_2 = \frac{K_m}{\eta_f}. \quad (6)$$

c. *Costul specific al energiei electrice şi pneumatice*

$$K_{en} = \frac{Q_e \cdot C_e + Q_a \cdot C_a}{L_1 \cdot h \cdot a_c \cdot \gamma}, \text{ lei/t},$$

în care:

Q_e este consumul de energie electrică din abataj, kWh/ciclu;
C_e — costul energiei electrice, lei/kWh;
Q_a — consumul de energie pneumatică în abataj, m³/ciclu;
C_a — costul energiei pneumatice, lei/m³,

$$Q_e = \sum (n_{e_i} \cdot n_{h_i} \cdot N_i), \text{ kWh/ciclu},$$

în care:

n_{e_i} este numărul de utilaje electrice de acelaşi tip, buc.;
n_{h_i} — numărul mediu de ore de funcţionare pe ciclu a utilajelor electrice de acelaşi tip, ore/ciclu;
N_i — puterea motorului electric al utilajelor de acelaşi tip, kWh/buc.

$$Q_a = \sum (n_{p_i} \cdot t_i \cdot q_{a_i}) \cdot K'_{aer}, \text{ m}^3\text{/ciclu},$$

în care:

n_{p_i} este numărul utilajelor pneumatice de acelaşi tip, buc.;
t_i — timpul mediu de funcţionare pe ciclu a utilajelor pneumatice de acelaşi tip, min/ciclu;
q_{a_i} — consumul mediu de aer al utilajelor pneumatice de acelaşi tip;
K'_{aer} — coeficient care ţine seamă de pierderile de aer pe reţeaua de transport a energiei pneumatice.

Înlocuind în formula iniţială, vom obţine o relaţie de forma:

$$K_{en} = \frac{A_3}{L_1}, \text{ lei/t} \quad (7)$$

în care:

$$A_3 = \frac{\sum (n_{e_i} \cdot n_{h_i} \cdot N_i) C_e + \sum (n_{p_i} \cdot t_i \cdot g_{a_i}) K'_{aer} \cdot C_a}{h \cdot a_c \cdot \gamma} \quad (8)$$

d. *Costul specific al amortismentului*

$$K_{am} = \frac{\sum (N_{o_i} K_{o_i} a_{m_i})}{L_1 \cdot h \cdot a_z \cdot \gamma}, \text{ lei/t},$$

în care:

N_{o_i} este numărul de utilaje de acelaşi tip, buc.;
K_{o_i} — costul unui utilaj de acelaşi tip, lei/buc.;
a_{m_i} — cota zilnică de amortizare a utilajelor de acelaşi tip.

Utilajele existente într-un abataj frontal sînt: transportoare cu racletă, stîlpi, grinzi, perforatoare, ciocane de abataj şi în cazul folosirii stîlpilor hidraulici de tip Klöckner-Ferromatik, un agregat format din două pompe centrale.

În continuare se va exprima valoarea amortismentului pentru fiecare tip de utilaj în parte.

— transportoare :

$$\frac{\Sigma\,(n_{tr_i} \cdot K_{tr_i} \cdot a_{m_{tr_i}})}{L_1 \cdot h \cdot a_z \cdot \gamma}$$

— stîlpi :

$$\frac{L \cdot N_{st} \cdot K_{st} \cdot a_{m_{st}}}{L_1 \cdot h \cdot a_z \cdot \gamma} = \frac{[L_1 - (l_1 + l_2)]\, N_{st} \cdot K_{st} \cdot a_{m_{st}}}{L_1 \cdot h \cdot a_z \cdot \gamma} =$$

$$= \frac{N_{st} \cdot K_{st} \cdot a_{m_{st}}}{h \cdot a_z \cdot \gamma} - \frac{(l_1 + l_2)\, N_{st} \cdot K_{st} \cdot a_{m_{st}}}{L_1 \cdot h \cdot a_z \cdot \gamma},$$

în care

N_{st} este numărul de stîlpi pentru un metru de front inclusiv rezerva.

— grinzi :

$$\frac{N_{gr} \cdot K_{gr} \cdot a_{m_{gr}}}{h \cdot a_z \cdot \gamma} - \frac{(l_1 + l_2)\, N_{gr} \cdot K_{gr} \cdot a_{m_{gr}}}{L_1 \cdot h \cdot a_z \cdot \gamma},$$

în care :

N_{gr} este numărul de grinzi pe metru de front, inclusiv rezerva.

— ciocane perforatoare :

$$\frac{n_p \cdot K_p \cdot a_{m_p}}{L_1 \cdot h \cdot a_z \cdot \gamma}$$

— ciocane de abataj :

$$\frac{n_c \cdot K_c \cdot a_{mc}}{L_1 \cdot h \cdot a_z \cdot \gamma}$$

— agregat de pompare:

$$\frac{n_a \cdot K_a \cdot a_{m_a}}{L_1 \cdot h \cdot a_z \cdot \gamma}.$$

Insumînd și grupînd termenii, vom obține din nou o relație de forma:

$$K_{am} = \frac{A_4}{L_1} + B_4, \text{ lei/t}, \qquad (9)$$

în care:

$$A_4 = \frac{\Sigma\,[(n_{tr_i} \cdot K_{tr_i} \cdot am_{tr_i}) + n_p \cdot K_p \cdot a_{m_p} + n_c \cdot K_c \cdot a_{m_c} + n_a \cdot K_a \cdot a_{m_a}]}{h \cdot \gamma\, a_z} - \frac{(l_1 + l_2)\,(N_{st} \cdot K_{st} \cdot a_{m_{st}} + N_{gr} \cdot K_{gr} \cdot a_{m_{gr}}}{h \cdot \gamma \cdot a_z}. \qquad (10)$$

$$B_4 = \frac{N_{st} \cdot K_{st} \cdot am_{st} + N_{gr} \cdot K_{gr} \cdot a_{m_{gr}}}{h \cdot \gamma \cdot a_z} \qquad (11)$$

Prețul de cost total va fi:

$$K_T = K_{mat} + K_{man} + K_{en} + K_{am}.$$

$$K_T = \frac{A_1 + A_2 + A_3 + A_4}{L_1} + B_1 + B_2 + B_4 \qquad (12)$$

$$K_T = \frac{A_T}{L_1} + B_T, \text{ lei/t}, \qquad (13)$$

în care relațiile lui A_1, A_2, A_3, A_4, B_1, B_2 și B_4 au fost exprimate mai sus.

Aceasta este relația după care variază prețul de cost din abataj, în funcție de grosimea pe orizontală a stratului.

Pentru a introduce în calcul și celălalt parametru de referință și anume înclinarea stratului, vom înlocui valorile lui l_1 și l_2 din relațiile (2) și (10) cu următoarele valori :

$$l_1 = \frac{h}{2} \operatorname{ctg}\ \alpha + l_{g1} \qquad (14)$$

$$l_2 = \frac{h}{2} \operatorname{ctg}\ \alpha + l_{g2} + l_n, \qquad (15)$$

iar variația prețului de cost se va stabili tot cu relațiile (12) sau (13).

Avînd determinată relația după care variază prețul de cost în abatajele frontale din stratul 3, vom determina curba de variație a prețului de cost pentru condițiile locale ale abatajelor în care sînt aplicate cele trei tipuri de monografii de susținere.

Pentru început vom păstra constantă înclinarea naturală a stratului din abatajele respective, stabilind variația prețului de cost numai în funcție de variația grosimii pe orizontală a stratului. În acest scop vom introduce în relațiile (2), (3), (5), (6), (8), (10) și (11) valorile specifice fiecărui abataj în parte.

Specificăm că valorile introduse în calcul au fost realizate la nivelul trimestrului I 1966.

Executînd calculele respective s-au obținut rezultatele din tabela 1.

Relația (13) va deveni :

Monografia I Lonea :

$$K_T = \frac{410}{L_1} + 33{,}3, \text{ lei/t}; \qquad (16)$$

Aninoasa :

$$\frac{361}{L_1} + 36{,}4, \text{ lei/t}; \qquad (17)$$

Lupeni :

$$\frac{619}{L_1} + 38{,}8, \text{ lei/t}. \qquad (18)$$

Monografia II Lupeni :

$$\frac{964}{L_1} + 29{,}7, \text{ lei/t}. \qquad (19)$$

Monografia III Aninoasa :

$$\frac{476}{L_1} + 29{,}2, \text{ lei/t}. \qquad (20)$$

Dînd valori lui L_1 în ecuațiile (16), (17), (18), (19 și 20), vom obține curbele de variație a

Tabela 1

	1 Monografia cu stîlpi GHH și grinzi de cablu			2 Monografia cu grinzi articulate și stîlpi Ferromatik (Lupeni)	3 Monografia cu grinzi lungi și stîlpi ST-6 (Aninoasa)
	Lonea	Aninoasa	Lupeni		
A_1	53,6	50,8	140	296	92,4
A_2	289	240	392	411	260
A_3	51	53	72,2	92	54,2
A_4	16,4	17,6	14,8	165	69,2
A_{TOTAL} 4	410	361,4	619	964	475,8
B_1	18,27	19,16	20,22	15,33	12,24
B_2	13,26	15,89	16,75	11,93	15,90
B_3	—	—	—	—	—
B_4	1,76	1,37	1,82	2,42	1,05
B_{TOTAL} 4	33,29	36,42	38,79	29,68	29,19

prețului de cost din abataj, în funcție de grosimea pe orizontală a stratului (fig. 1).

Se observă că cel mai bun abataj din bazin, din punct de vedere economic, este cel de la Aninoasa, blocul I, în care se aplică monografia cu grinzi lungi și stîlpi ST-6.

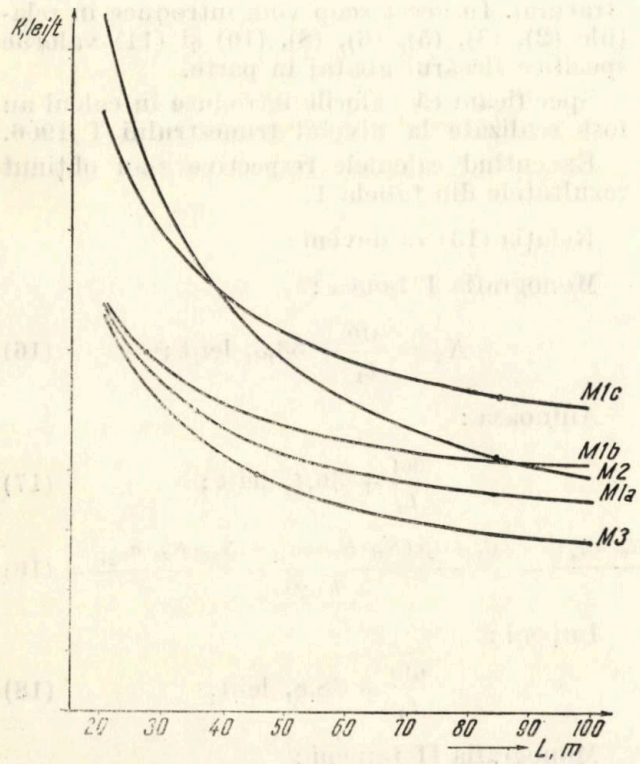


Fig. 1. Variația prețului de cost în abatajele frontale din stratul 3 în funcție de grosimea pe orizontală a stratului.

Trebuie făcută însă remarca că abatajele de la Lupeni lucrează în condiții de zăcămînt nefavorabile, atît datorită înclinării mici, deci a șpițurilor mai mari, cît și datorită faptului că starea tavanului este mult mai proastă, abatajele traversînd o perioadă de trecere de la podirea cu scîndură, la podirea cu plasă. Acest lucru face ca în abatajele de la Lupeni consumul de lemn din șpițuri să fie mai mare, la fel ca și cantitatea de elemente de susținere pierdute sau degradate înainte de termen. În special în privința grinzilor articulate, trebuie făcută remarca că tipul de grindă folosit (Klönne) se dovedește a fi necorespunzător, cel puțin pentru starea actuală a tavanului artificial. Această problemă va fi soluționată în timp scurt.

Se constată din diagramă că în aceleași condiții de zăcămînt (Lupeni), monografia cu grinzi scurte articulate și stîlpi hidraulici de tip Klöckner-Ferromatik (curba *M2*) asigură rezultate economice mai bune decît monografia cu grinzi de cablu și stîlpi GHH Valea Jiului (curba *M1c*), începînd de la o grosime de strat pe orizontală de circa 35 m.

Trebuie specificat că îmbunătățirea indicatorilor pe care îi asigură una dintre monografii sau modificarea prețurilor de achiziție a anumitor materiale sau utilaje, va aduce desigur schimbarea alurii curbelor, astfel că situația reprezentată în diagrama nr. 1, nu corespunde decît pentru o anumită perioadă, în cazul de față trimestrul I — 1966.

Cu toate acestea, diagrama nr. 1 poate asigura o vedere de ansamblu — cel puțin orientativă — asupra posibilităților fiecărei monografii în parte, în condițiile locale de zăcămînt și de organizare.

II. DETERMINAREA DOMENIULUI ECONOMIC DE APLICARE A MONOGRAFIILOR DE SUSȚINERE

Pe baza curbelor din figura 1 nu se poate face o comparare a monografiilor de susținere, deoarece fiecare dintre abatajele luate în studiu au lucrat în condiții deosebite de dotare, normare, de regim de presiune etc.

A experimenta fiecare dintre monografii, în aceleași condiții tehnico-organizatorice și de zăcămînt, respectiv în același abataj, este

deosebit de dificil, iar practic probabil imposibil de realizat, dacă ţinem seama că fiecare tip de susţinere favorizează dezvoltarea unui anumit regim de presiune.

Din această cauză, pentru a putea compara între ele monografiile de susţinere amintite şi a stabili prin comparare domeniul lor optim de aplicare, va trebui să se facă anumite aproximări asupra indicatorilor obţinuţi cu monografiile respective pentru a stabili, oarecum arbitrar, condiţii identice de lucru.

De asemenea, se vor considera rezolvate anumite probleme de ordin tehnic, ivite la anumite monografii, probleme care privesc podirea cu plasă de sîrmă în abataj şi în spiţul de la coperiş, problema grinzilor articulate, susţinerea metalică a nişei etc. Aceste probleme pot fi în mod obiectiv rezolvate, prin continuarea experimentărilor, astfel că anticiparea făcută este absolut justificată.

Corectarea indicatorilor s-a făcut pe baza următoarelor aprecieri :

a) înclinarea stratului şi deci lungimea spiţurilor s-a considerat identică pentru fiecare monografie ;

b) susţinerea spiţurilor şi randamentele obţinute în spiţuri s-au considerat a fi identice, valoarea lor fiind egală cu media obţinută în abatajele luate în studiu ;

c) în abataje nu se consumă cherestea decît acolo unde podirea nu se face cu plasă de sîrmă ;

d) spiţul de la coperiş se podeşte cu plasă de sîrmă ;

e) plasa de sîrmă se montează o dată pentru două felii ;

f) problema grinzilor articulate se consideră soluţionată, consumul de grinzi apreciindu-se a fi de 1 buc./1 000 t ;

g) considerînd acelaşi regim de presiune, se corectează densitatea stîlpilor ST-6, în cazul monografiei folosite la Aninoasa, pentru a asigura aceeaşi portanţă ca şi la monografia ce foloseşte stîlpii Ferromatik. În acest caz, cîmpul dintre grinzi se micşorează de la 1,0 la 0,8 m. Numărul de stîlpi ST-6 pe metru de front va fi de 8,4, iar al grinzilor lungi de 3,4 ;

h) numărul de utilaje din abataj este identic ;

i) se vor folosi transportoare TR-3 de lungime medie cu un singur motor, iar acolo unde lungimea mare a frontului reclamă folosirea transportoarelor TR-3 de lungime mare, cu două motoare, nişa necesară motorului se va susţine metalic ;

j) normarea se va face corespunzător, astfel că salariul mediu de post va fi considerat identic în toate cazurile ;

k) se consideră condiţii identice de deservire a abatajelor.

Pe baza datelor corectate şi a relaţiilor (2), (3), (5), (6), (8), (10) şi (11) se obţin, în cazul unei înclinări de $\alpha=45°$, valorile specificate în tabela 2.

Tabela 2

	1 Monografia cu stîlpi GHH şi grinzi de cablu		2 Monografia cu grinzi articulate şi stîlpi Ferromatik, Lupeni	3 Monografia cu grinzi lungi şi ST-6, Aninoasa
	Lonea şi Lupeni	Aninoasa		
A_1	113,7	68,6	155	154,75
A_2	294	237	293	218
A_3	52 3	52,3	114,3	115,7
A_4	17	17	181	58
A_{TOTAL} 4	477	375	743,3	546,45
B_1	15,1	18	9,75	9,3
B_2	13,25	16,25	11,70	15,8
B_3	—	—	—	—
B_4	1,76	1,76	2,41	1,69
B_{TOTAL} 4	30,11	36,01	23,86	26,79

Relaţia (13) va deveni :

Monografia I Lonea şi Lupeni :

$$K_T = \frac{477}{L_1} + 30{,}10$$

Aninoasa :

$$K_T = \frac{375}{L_1} + 36$$

Monografia II Lupeni :

$$K_T = \frac{743}{L_1} + 23{,}9$$

Monografia III Aninoasa :

$$K_T = \frac{546{,}5}{L_1} + 26{,}8.$$

Dînd valori lui L_1 se obţin următoarele rezultate pentru K_T (tabela 3) pe baza cărora s-au trasat curbele din figura 2.

Observînd evoluţia celor patru curbe din figura 2, se constată că pînă la o grosime pe orizontală a stratului de circa 60 m, monografia cu stîlpi ST-6 şi grinzi lungi perpendiculare pe front este mai avantajoasă din punctul de vedere al preţului de cost. La grosimi de strat mai mari, devine mai avantajoasă monografia cu grinzi scurte articulate tic Klönne şi stîlpi hidraulici de tip Klöckner-Ferromatik.

Monografia cu stîlpi GHH şi grinzi de cablu nu are un domeniu economic de aplicare. Numai pentru grosimi de strat pe orizontală de pînă la 25 m, indicatorii pe care-i asigură pot fi apropiaţi de cei ai monografiei cu grinzi lungi perpendiculare pe front.

★

În cazul unei înclinări a stratului $\alpha=30°$, relaţia (13) va deveni :

Monografia I Lonea şi Lupeni :

$$K_T = \frac{476}{L_1} + 30{,}1$$

Aninoasa :

$$K_T = \frac{384}{L_1} + 36$$

Monografia II Lupeni :

$$K_T = \frac{764{,}5}{L_1} + 23{,}9$$

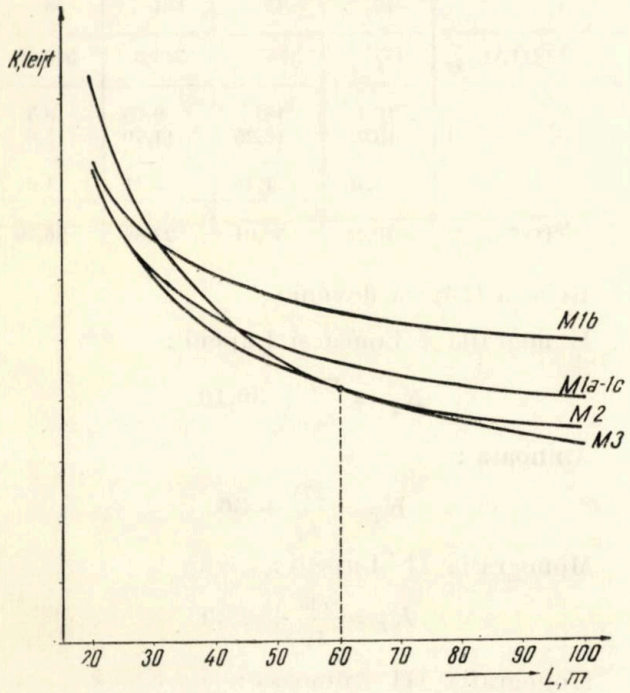


Fig. 2. Variația prețului de cost obținut în abatajele frontale din stratul 3 cu diferite monografii de susținere în condiții de zăcămînt aproximativ egale și pentru o înclinare a stratului de $\alpha = 45°$.

Tabela 3

	Monografia I		Monografia II	Monografia III
	Lonea + Lupeni	Aninoasa	Lupeni	Aninoasa
L_1	K_T	K_T	K_T	K_T
20	54	54,75	61	54
30	46	48,5	48,7	45,1
40	42	45,4	42,5	40,5
50	39,6	43,5	38,8	37,8
75	36,5	41	33,8	34,1
100	34,9	39,75	31,2	32,3

Monografia III Aninoasa :

$$K_T = \frac{571{,}5}{L_1} + 26{,}8.$$

Valorile lui K_T pentru diferite mărimi ale lui L_1 sînt trecute în tabela 4, iar curbele rezultate în figura 3.

Din studierea figurii 3 se observă că, deși prin mărirea lungimii spițurilor, prețul de cost din abataj crește la fiecare monografie, domeniul economic de aplicare a monografiilor rămîne același și anume monografia nr. 3 este recomandabilă pentru grosimi de strat pe orizontală pînă la aproximativ 60 m, iar pentru grosimi mai mari este recomandabil a se aplica monografia nr. 2.

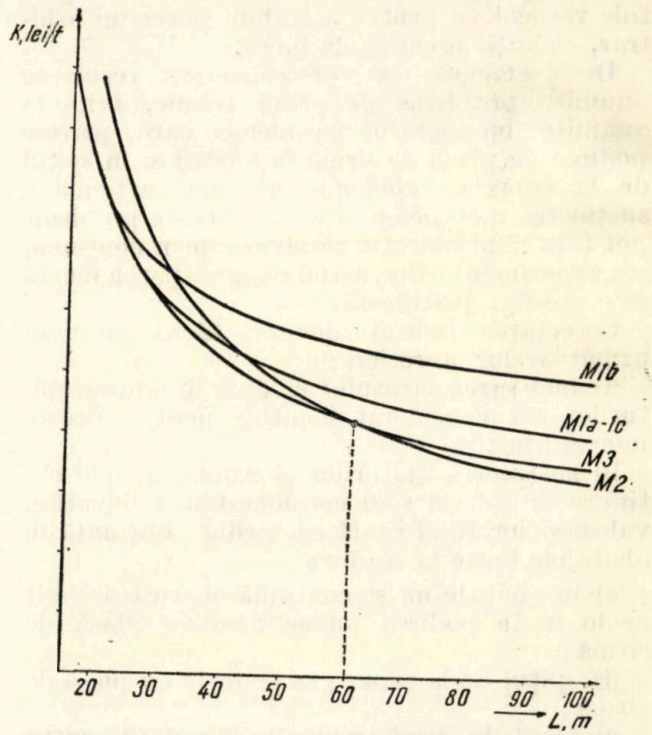


Fig. 3. Variația prețului de cost obținut în abatajele frontale din stratul 3, cu diferite monografii de susținere, în condiții de zăcămînt aproximativ egale și pentru o înclinare a stratului de $\alpha = 30°$.

În cazul unei înclinări a stratului și mai mici, și anume pentru $\alpha = 15°$, relațiile (13) recalculate vor avea următoarele valori :

Monografia I Lonea și Lupeni :

$$K_T = \frac{545}{L_1} + 30{,}1$$

Aninoasa :

$$K_T = \frac{411{,}2}{L_1} + 36$$

Monografia II Lupeni :

$$K_T = \frac{833}{L_1} + 23{,}9$$

Monografia III Aninoasa :

$$K_T = \frac{648}{L_1} + 26{,}8.$$

În baza acestor relații, s-au stabilit următoarele valori pentru K_T (tabela 5), pe baza cărora s-au trasat curbele din figura 4.

Tabela 4

L_1	Monografia I		Monografia II	Monografia III
	Lonea și Lupeni	Aninoasa	Lupeni	Aninoasa
	K_T	K_T	K_T	K_T
20	55	55,2	64	55,4
30	46,6	48,8	49,5	46
40	42,5	45,6	43	41,1
50	40	43,7	39,2	38,3
75	36,7	41,2	34	34,4
100	35	39,8	31,5	32,5

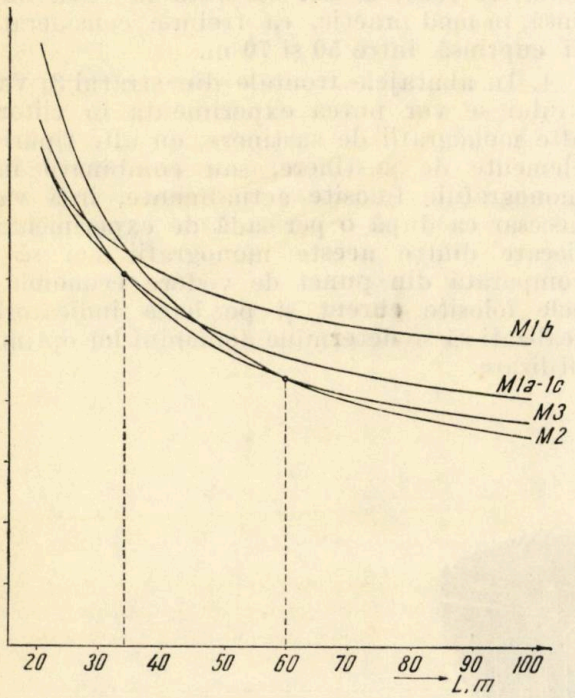


Fig. 4. Variația prețului de cost obținut în abatajele frontale din stratul 3 cu diferite monografii de susținere în condiții de zăcămînt aproximativ egale și pentru o înclinare a stratului de $\alpha = 15°$.

Tabela 5

	Monografia I		Monografia II	Monografia III
	Lonea + Lupeni	Priboi	Lupeni	Aninoasa
	K_T	K_T	K_T	K_T
20	57,3	57,3	65,5	59,2
30	48,3	49,7	51,7	48,5
40	43,7	46,3	44,8	43,1
50	41,0	44,2	40,5	39,5
75	37,4	41,5	35,0	35,5
100	35,6	40,1	32,2	33,3

După aspectul curbelor trasate pe figura 4, se constată că pentru înclinări mici, monografia nr. 1 în varianta cu poditură de plasă își găsește un domeniu economic de aplicare pentru grosimi de strat pe orizontală mai mici de 33—34 m. Avînd în vedere că la o grosime pe orizontală de circa 34 m și o înclinare de 15°, lungimea frontului propriu-zis nu depășește 12—14 m, trebuie trasă concluzia că monografia nr. 1 își găsește domeniu de aplicare pentru fronturi mai scurte (12—14 m), adică acolo unde, în general, metoda de exploatare cu front lung nu prezintă eficiență economică și unde se aplică de regulă metoda de exploatare prin abataje cameră.

Pentru înclinări mai mari de 45°, domeniul economic de aplicare a monografiilor nu se schimbă față de cel prezentat în figurile 2 și 3.

Sintetizînd observațiile de mai sus, se poate conclude că dintre monografiile aplicate în prezent în abatajele frontale din stratul 3, numai două își găsesc o justificare economică de aplicare și anume monografia cu grinzi scurte articulate tip Klönne și stîlpi hidraulici de tip Klöckner-Ferromatik și monografia cu grinzi lungi, perpendiculare pe front și stîlpi ST-6.

Fiecare dintre aceste două monografii au un domeniu optim de aplicare, în funcție de grosimea pe orizontală a stratului. Pentru monografia cu grinzi scurte articulate tip Klönne și stîlpi Klöckner-Ferromatik, acest domeniu este de la grosimi de strat pe orizontală mai mari de 60 m, iar pentru monografia cu grinzi lungi perpendiculare pe front și stîlpi ST-6, la grosimi de strat de pînă la 60 m.

Înclinarea stratului nu are o influență hotărîtoare în determinarea domeniului economic de utilizare a monografiilor de susținere folosite în momentul de față.

Desigur că trasarea curbelor și observațiile făcute pe baza diagramelor întocmite, precum și limita de utilizare economică a celor două monografii stabilită la 60 m, trebuie privite ca avînd o oarecare doză de aproximare, ele neputînd fi practic determinate pe baze absolut certe, însă este greu de închipuit că această limită va putea varia cu mai mult de 10 m în plus sau în minus.

Trebuie subliniat că un alt criteriu important de comparare a diferitelor monografii l-ar putea constitui, pe lîngă prețul de cost din abataj, și producția medie realizată lunar, respectiv viteza de avansare a frontului, factor care grevează asupra prețului de cost considerat pe sector.

Din acest punct de vedere cele două monografii asigură o avansare lunară aproximativ egală, care este însă superioară celor realizate

de monografia nr. 1. Rezultă că, și din acest punct de vedere, monografiile amintite prezintă avantaje față de monografia nr. 1.

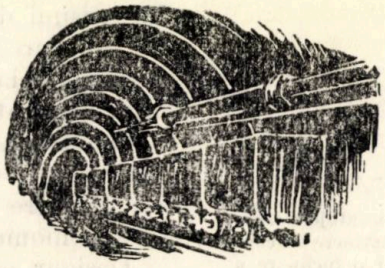
CONCLUZII

1. Monografia de susținere cu grinzi scurte articulate tip Klönne și stîlpi hidraulici de tip Klöckner-Ferromatik, precum și monografia de susținere cu grinzi lungi perpendiculare pe front și stîlpi ST-6 au ajuns, după o perioadă de experimentare relativ scurtă, să asigure indicatori tehnico-economici superiori monografiei cu grinzi de cablu și stîlpi GHH — Valea Jiului, care este la ora actuală depășită, atît din punctul de vedere al echipamentului de susținere, cît și a rezultatelor economice pe care le poate asigura.

2. Cele două monografii de susținere pot fi în continuare îmbunătățite printr-o serie de măsuri de ordin tehnico-organizatoric, dintre care amintim : mărirea pasului de avansare, folosirea plasei pentru mai multe felii, podirea cu plasă a șpițului de la coperiș, soluționarea problemei grinzilor articulate prin omologarea unui tip de grindă cu caracteristici superioare (eventual Vanwersch sau Groetschel), eliminarea lemnului din susținerea frontului de cărbune, îmbunătățirea normării și a deservirii abatajului etc.

3. Fiecare dintre cele două monografii de susținere are un domeniu economic de utilizare depinzînd în primul rînd de grosimea pe orizontală a stratului și anume monografia cu grinzi scurte articulate și stîlpi hidraulici este judicios a se aplica la grosimi mai mari de strat, iar monografia cu grinzi lungi și stîlpi ST-6 la grosimi de strat mai mici (grosimi medii pentru condițiile stratului 3). Limita dintre domeniile economice de utilizare ale celor două monografii, calculată pentru indicatorii realizați în trim. II 1966, a fost stabilită la circa 60 m însă, în mod practic, ea trebuie considerată a fi cuprinsă între 50 și 70 m.

4. În abatajele frontale din stratul 3, Valea Jiului se vor putea experimenta în viitor și alte monografii de susținere, cu alte tipuri de elemente de susținere, sau combinații între monografiile folosite actualmente, însă va fi necesar ca după o perioadă de experimentare, fiecare dintre aceste monografii noi să fie comparată din punct de vedere economic cu cele folosite curent și pe baza indicatorilor realizați să se determine domeniul lor optim de utilizare.



ECONOMIE MINIERA

Ritmul de exploatare a rezervelor și capacitatea optimă de producție a minelor*

N. MIHAILOVICI

Stabilirea ritmului de exploatare a rezervelor unui zăcămînt este deosebit de importantă pentru proiectarea capacității de producție a minelor și pentru economia națională.

Ritmul de exploatare (r) se definește, fie prin inversul duratei de exploatare N, fie prin producția anuală P, raportată la rezervele zăcămîntului R și se deduce din relația dintre aceste trei mărimi, care are forma :

$$PN = R, \tag{1}$$

deci

$$r = \frac{1}{N} = \frac{P}{R}. \tag{2}$$

Producția și rezervele trebuie exprimate în aceleași unități de măsură : tone de metal de substanță utilă sau de minereu după caz. Modul obișnuit de exprimare a capacității de producție în tone de minereu este justificat numai prin faptul că tonajul de minereu determină capacitățile instalațiilor din subteran și de la suprafață. Exprimarea capacității de producție în tone de minereu nu poate fi însă justificată decît în cazul cînd se cunoaște concomitent și conținutul mediu (sau valoarea medie) a elementului util în minereu brut. Neglijarea acestei condiții constituie o deficiență, existînd posibilitatea unei necorespondențe între parametri cantitativi și cei economici ai capacității de producție, deoarece în final ne interesează metalul produs.

Relația (2) evidențiază că nu se poate vorbi despre ritmul de exploatare fără a se examina și capacitatea de producție, datorită faptului că pentru aceeași valoare a rezervelor R relația implică determinarea ritmului de exploatare prin capacitatea de producție și reciproc.

Din punctul de vedere al geologiei economice, determinarea analitică a ritmului de exploatare deschide o cale pe care se poate încerca determinarea cantității minime de rezerve care ar putea constitui un zăcămînt sau, cu alte cuvinte, determinarea taliei minime. Aceasta constituie o mărime industrială care trebuie cunoscută, pentru a se putea orienta operațiile de selecție a obiectivelor destinate explorării de detaliu.

Ritmul de exploatare optim al unui zăcămînt este în esență o problemă de ordin economic. Un ritm prea lent sau prea forțat de exploatare a unui zăcămînt dat nu duce la rezultate economice optime. Ritmul optim de exploatare depinde de cantitatea rezervelor R, de natura și valoarea substanței minerale sau de condițiile tehnice și demografice particulare.

Necesitatea unei substanțe minerale în circuitul industrial economic intervine în mod evident, în sensul unei modificări proporționale a ritmului de exploatare : creșterea consumului accelerează ritmul de exploatare, iar scăderea îl reduce. Anumite limitări sînt introduse uneori de posibilitățile de desfacere a producției. Posibilitățile tehnice, condițiile naturale de așezare a zăcămîntului în scoarța terestră, precum și o politică de conservare a bogățiilor subsolului pot constitui, de asemenea factori limitativi ai ritmului de exploatare.

Influența factorilor amintiți se transpune în ultimă instanță pe plan economic, prin intermediul prețurilor de cost și de vînzare a produselor miniere.

Valorificarea, în condiții optime din punct de vedere tehnico-economic, va determina ritmul de exploatare optim. Pentru aceasta este deosebit de important să se definească corect sfera noțiunii de *valorificare optimă*, precum și aceea de *rezerve*, deoarece altfel se poate ajunge la rezultate divergente sau chiar contradictorii.

Sfera noțiunii de valorificare optimă trebuie să se suprapună peste sfera noțiunii de valorificare rațională a bogățiilor subsolului. Definiția generală a noțiunii de valorificare rațională a zăcămintelor ar putea fi formulată astfel : extragerea cantității maxime de metal din rezerva zăcămîntului în condițiile limitative economice și tehnice care sînt caracteristice perioadei în care se face exploatarea, astfel ca extragerea ulterioară a rezervelor neexploatabile temporar să nu fie compromisă. În această concepție, trebuie evitate situațiile în care exploatarea zăcămintelor duce la extracții finale de metal reduse, fie din cauza restricțiilor de ordin economic prea accentuate (exploatarea devine preferențială), fie din cauza tehnologiei miniere sau de preparare necorespunzătoare (exploatarea poate fi prematură). Asemenea situații apar în cazurile zăcămintelor sărace sau a celor cu minereuri refractare, care nu se pot prepara și prelucra metalurgic într-un mod care să asigure o extracție globală în metal satisfăcătoare (minimum 70—80 %). Exigența față de nivelul extracției globale de metal trebuie să crească cu atît mai mult cu cît este vorba de metale valoroase, respectiv cu cît resursele naturale sînt mai reduse.

Rezervele care pot fi luate în considerare trebuie să aibă un grad corespunzător de cer-

*) Se supune discuției

titudine. Ele trebuie să fie dovedite şi să aibă o probabilitate mare de confirmare în exploatare, aceasta pentru a menţine factorul de risc, inerent activităţii miniere, în limite rezonabile. În conformitate cu clasificarea uzuală a rezervelor, nu pot fi luate în considerare rezervele de categoria C_2 (sau cele posibile) şi cu atît mai puţin cele de prognoză sau prevederile de creşteri viitoare a rezervelor, care constituie numai expectaţii.

Căile de apropiere spre soluţia optimă sînt diferite, fiecare din ele putînd utiliza una sau mai multe metode de calcul. Corespunzător, rezultatele vor putea diferi între ele, alegerea definitivă urmînd a se face şi în funcţie de interesele generale sau de alte criterii care nu pot fi introduse în calculele analitice. În stadiul actual se pot lua în considerare următoarele criterii pentru determinarea ritmului de exploatare :

A. *Criteriul duratei minime legale de exploatare*

B. *Criteriile economice*

1 — preţul de cost minim, respectiv beneficiul maxim ;

2 — fonduri de investiţii disponibile ;

3 — posibilităţile de desfacere a produselor miniere respective.

C. *Criteriile tehnice* :

1 — capacitatea maximă de producţie a liniei de front ;

2 — corelaţia dintre producţia medie a abatajului şi capacitatea de producţie a minei ;

3 — dimensiunile optime ale cîmpului minier şi concentrarea producţiei.

D. *Criteriile geografice* :

1 — număr maxim de personal care există sau poate fi asigurat ;

2 — disponibilităţi de apă, energie, materiale ;

3 — căi, mijloace şi capacităţi de transport.

A. Determinarea ritmului de exploatare se poate face foarte simplu dacă se utilizează criteriul legal, adică duratele de exploatare, socotite în mod mai mult sau mai puţin empiric drept minime sau chiar optime. Această soluţie are la bază o reglementare legală în ţara noastră, prin HCM 1688/1960, care fixează durate minime de funcţionare a unităţilor miniere ce se proiectează, în mod diferenţiat pe substanţe.

Recunoscînd funcţia orientativă pozitivă a acestui act normativ, trebuie să se arate, în acelaşi timp, că o astfel de reglementare, într-o problemă atît de importantă, poate să genereze o concepţie simplistă. Acest fapt a fost confirmat de experienţă. Diferenţele inevitabile care există între cantitatea şi calitatea rezervelor, precum şi cele dintre condiţiile geologice, tehnice şi economice (care diferă considerabil chiar dacă este vorba de aceeaşi substanţă minerală), deşi influenţează rezultatele economice finale într-o măsură însemnată nu se reflectă sub nici o formă, dacă se acceptă apriori o durată de exploatare stabilită pe baze empirice.

Această metodă este cu totul discutabilă, mai ales dacă nu se asigură nici corelaţia necesară şi obligatorie cu durata de amortizare a investiţiilor, prin cota medie anuală de amortisment, care intră în calculul preţului de cost. Dacă duratele de exploatare sînt inferioare duratelor minime de amortizare, rezultatul economic final va fi pierderea parţială, prin nerecuperare a sumelor investite. Astfel la o cotă medie anuală de amortisment de 5%, durata de exploatare trebuie să fie cel puţin 20 de ani. Unele normative de durată nu respectă această condiţie esenţială.

B-1. Determinarea analitică a producţiei anuale optime se poate face utilizînd relaţiile mai cunoscute, stabilite de M.I. Agoşkov, Gorodeţki, F. Blondel şi alţii.

1.1. M.I. Agoşkov utilizează următoarea expresie de bază a preţului de cost :

$$C = C_1 P + \frac{C_2}{P} + C_3 \qquad (3)$$

în care :

C este preţul de cost al tonei de minereu, lei/t ;

C_1 — factorul numeric care exprimă partea din cota de amortizare a investiţiilor care variază cu producţia anuală, lei an/t² ;

C_2 — factorul numeric care exprimă partea din cheltuielile de exploatare care variază cu producţia anuală, lei/an ;

C_3 — suma costurilor şi a părţii din cota de amortizare a investiţiilor, care nu depinde de producţia anuală, lei/t ;

P — producţia anuală, t/an.

Condiţia de minim a preţului de cost se obţine egalînd cu zero derivata relaţiei (3) şi anume :

$$C_1 - \frac{C_2}{P^2} = 0 \qquad (4)$$

de unde :

$$P_0 = \sqrt{\frac{C_2}{C_1}}. \qquad (5)$$

Pentru determinarea coeficienţilor C_1 şi C_2 este necesar să se calculeze sumele E_1 şi E_2 ale cheltuielilor anuale de exploatare, variabile cu producţia anuală, precum şi investiţiile totale I_1 şi I_2, corespunzătoare variantelor de capacitate P_1 şi P_2.

Se utilizează sistemele de ecuaţii :

$$\begin{aligned} E_1 &= q P_1 + C_2 \\ E_2 &= q P_2 + C_2 \end{aligned} \qquad (6)$$

$$\begin{aligned} I_1 &= k P_1 + K'' \\ I_2 &= k P_2 + K'' \end{aligned} \qquad (7)$$

Legătura cu cantitatea rezervelor industriale R se face prin intermediul relației :

$$C_1 = \frac{k}{R} \tag{8}$$

Se poate observa că metoda duce la un preț de cost minim pe tona de minereu. În cazul zăcămintelor metalifere acestui preț de cost nu-i corespunde întotdeauna un preț de cost minim pe tona de metal. Din acest motiv analiza nu poate fi oprită aici, fiind necesar să fie completată cu alte considerații mai detaliate privind cheltuielile de exploatare și conținutul minereului rezultat, în funcție de interdependența dintre productivitatea metodelor de exploatare, diluție și pierderi, prelucrarea mecanică și metalurgică.

1.2. Relația stabilită de Blondel este principial asemănătoare. Rezervele industriale și datele tehnico-economice ale exploatării se consideră cunoscute.

Atît investițiile cît și costurile de producție se pot împărți — și după acest autor — în două părți : una proporțională cu producția anuală și alta independentă :

$$\begin{aligned} I &= C_0 \cdot P + C_1 \\ E &= Q_0 \cdot P + a_1 \end{aligned} \tag{9}$$

Ținînd seama că investițiile grevează prețul de cost prin cota de amortizare :

$$A = (C_0 \cdot P + C_1) \cdot \alpha(N, r) \tag{10}$$

în care, după formula ratei :

$$\alpha(N, r) = \frac{r}{(1 + r)^N - 1}, \tag{11}$$

iar :

N este durata de exploatare, ani ;

r — dobînda (rata), fracție zecimală.

Prin urmare, prețul de cost al tonei de minereu exploatat va fi :

$$C = (C_0 \cdot P + C_1)\ \alpha + (A_0 \cdot P + a_1) \tag{12}$$

Beneficiul anual care rezultă este :

$$b = P \cdot v - C \tag{13}$$

în care v este prețul de vînzare al produselor miniere obținute dintr-o tonă de minereu.

Dacă se ține seamă numai de costurile variabile (proporționale) pe tona de minereu, beneficiul pe tona de minereu se poate exprima într-o formă simplificată :

$$b_0 = v - a_0 \tag{14}$$

Pentru toată durata de exploatare N, avînd în vedere că $B = \sum b$ și $R = \sum P$, se poate stabili relația fundamentală :

$$B = b_0 R - a_1 N - C_0 R\alpha - C_1 N \cdot \alpha \tag{15}$$

Reprezentarea grafică a ecuației $B = f\ (N)$ pentru familia curbelor R este redată în figura 1.

Din această reprezentare se pot desprinde următoarele concluzii importante :

a) pentru anumite date de exploatare determinate, exploatarea este rentabilă numai de la o anumită cantitate a rezervelor în sus ;

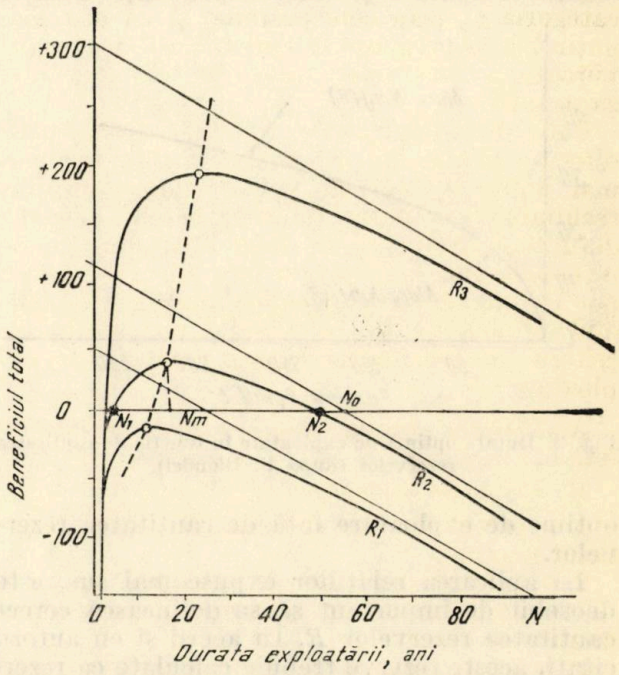


Fig. 1. Beneficiul total în funcție de durata exploatării, N, și de mărimea rezervelor, R (după F. Blondel).

b) durata de exploatare este unică (punctul de tangență la axa $B = 0$) în condițiile anulării totale a beneficiului ;

c) la rezerve mai mari decît cele minime, există două durate de exploatare cînd se anulează beneficiul. Între aceste durate, activitatea de exploatare se soldează favorabil din punct de vedere economic ;

d) intervalul dintre N_1 și N_2 crește cu cantitatea rezervelor ;

e) durata de exploatare optimă Nm se obține evident prin anularea derivatei în raport cu N a relației (15) și anume :

$$\frac{dB}{dN} = -a_1 - C_0 R \frac{d\alpha}{dN} - C_1 N \frac{d\alpha}{dN} - C_1 \alpha \tag{16}$$

în care $\frac{d\alpha}{dN}$ este derivata relației (11).

După transformări se obține relația de bază

$$R = \frac{a_1}{C_0} \cdot \lambda - \frac{C_1}{C_0} \cdot \mu \tag{17}$$

în care

$$\lambda = \frac{1}{\rho\alpha\,(r + \alpha)} \tag{18}$$

$$\mu = Nm - \frac{1}{\rho\,(r + \alpha)}$$

$$\rho = \ln\,(1 + r).$$

După cum se poate observa, λ şi μ depind numai de N şi de α. Parametrii $\frac{a_1}{C_0}$ şi $\frac{C_1}{C_0}$ sînt caracteristici exploatării respective.

Reprezentarea grafică a funcţiei (17) este redată în figura 2 şi arată dependenţa duratei

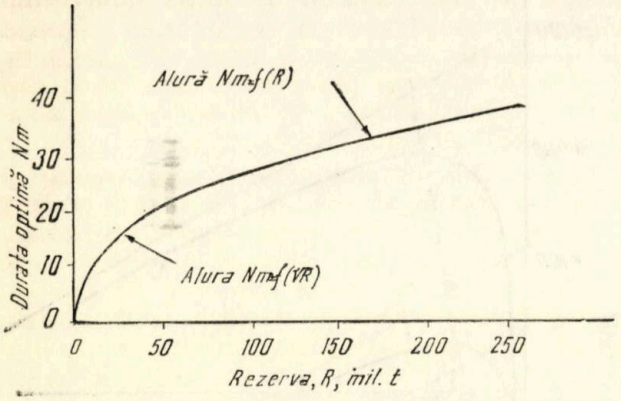


Fig. 2. Durata optimă de exploatare în funcţie de cantitatea rezervelor (după F. Blondel).

optime de exploatare faţă de cantitatea rezervelor.

La aplicarea relaţiilor expuse mai sus, este deosebit de important să se definească corect cantitatea rezervelor R. În acord şi cu autorii citaţi, aceste rezerve trebuie calculate ca rezerve industriale din rezervele explorate, cu un grad suficient de certitudine. Astfel, Agoşkov ia în considerare suma rezervelor de categoriile $A + B + C_1$, după clasificarea în vigoare în Uniunea Sovietică. Referindu-se la clasificarea uzuală în ţările capitaliste, K. Kegel [3] propunea încă de mult să se ia în calcul rezervele vizibile, plus 1/3 pînă la 1/2 din rezervele probabile. Avînd în vedere caracterul rezervelor de categorie C_1, în cazul adoptării unor limite de erori admisibile, în sensul propus de exemplu de H. Reh [4] sau alţii, considerăm prudent ca aceste rezerve să fie corectate cu limita de eroare admisă şi numai după aceea să fie introduse în calculul rezervelor industriale.

Pentru mai multă claritate, apare necesară o comparaţie între metodele analitice prezentate mai sus. Deşi în aparenţă ar exista deosebiri între ele, în sensul că Agoşkov determină condiţiile în care se realizează un preţ de cost minim, în timp ce Blondel îşi propune să determine condiţiile în care se realizează beneficiul maxim, trebuie să constatăm, că în fond cele două metode sînt echivalente. Deosebirea constă numai în faptul că Agoşkov nu ia în considerare nici o dobîndă la recuperarea fondurilor investite iniţial, ceea ce corespunde cazului particular cînd în formulele lui Blondel se pune $r = 0$, caz enunţat de fapt chiar de acest autor. Formula de bază (15) capătă forma :

$$B(N) = b_0 R - a_1 N - C_0 \frac{R}{N} - C_1, \quad (19)$$

din care, derivînd în raport cu N şi egalînd cu zero, se obţine condiţia de optimum :

$$N = \sqrt{\frac{C_0 \cdot R}{a_1}}. \quad (20)$$

Dacă se ţine seama de relaţia (1) şi se echivalează notaţiile utilizate în cele două cazuri şi anume :

Agoşkov	Blondel
q	a_0
C_2	a_1
k	C_0
K''	C_1
$C_1 = \frac{k}{R}$	$= \frac{C_0}{R}$

avem :

$$P_0 = \sqrt{\frac{C_2}{C_1}} = \sqrt{\frac{a_1 \cdot R}{C_0}}, \quad (21)$$

ceea ce constituie demonstraţia echivalenţei amintite. Prin urmare, în cazul cînd în calculul recuperării investiţiilor se pune problema aplicării unei dobînzi pentru credite utilizate în construcţia unei unităţi miniere, se pot folosi relaţiile stabilite de Blondel, care sînt mai generale.

B-2. Există posibilitatea ca fondurile disponibile pentru a fi investite în exploatarea unui zăcămînt să fie mai mici decît cele care ar fi necesare pentru realizarea unei capacităţi de producţie care a rezultat ca optimă după calculele arătate mai sus.

În cazul existenţei unor indicatori de investiţie specifică demni de încredere, ordinea de mărime a capacităţii de producţie se obţine direct, împărţind fondul total de investiţii disponibil prin indicatorul de investiţie specifică.

B-3. Capacitatea de producţie a unei mine poate fi limitată, respectiv determinată, de posibilităţile de desfacere a cantităţilor de produse miniere care rezultă. În asemenea cazuri capacitatea care se creează este predeterminată. Ea se obţine calculînd producţia de minereu care trebuie extrasă pentru a se obţine cantităţile de produse miniere finale (sau cantităţile de metale în concentrate), care corespund necesităţilor desfacerii. Acest fel de a pune problema are sens numai în cazurile cînd producţia respectivă este mai mică decît cea optimă, care corespunde taliei zăcămîntului respectiv.

C. Din punct de vedere tehnic, pot exista situaţii frecvente în care intervin criterii tehnice cu caracter limitativ asupra capacităţii de producţie a unei unităţi miniere.

C-1. Capacitatea de producţie a liniei de front este un asemenea criteriu de ordin tehnic. Este cunoscut că în ultima analiză capacitatea de producţie depinde de productivitatea unui abataj şi de numărul de abataje

care pot fi create. Productivitatea medie a unui abataj caracterizează intensitatea exploatării, în timp ce numărul de abataje reflectă extensivitatea ei.

Această problemă se pune în mod divers, în funcție de condițiile de zăcămînt și de metodele de exploatare care pot fi luate în considerare.

Cel mai uzual indicator pentru caracterizarea intensității exploatării este viteza de coborîre pe verticală a exploatării, exprimată în m/an. Relația de bază este următoarea :

$$T = S \cdot h \cdot \gamma_z \cdot \frac{(1 + d)}{(1 - p)} \qquad (22)$$

în care :

T	reprezintă	tonajul de minereu exploatat în condiții de zăcămînt ;
S	—	suprafața zăcămîntului, în secțiune orizontală ;
h	—	viteza de exploatare, pe verticală ;
γ_z	—	greutatea volumetrică a minereului în masiv ;
d	—	diluția cantitativă ;
p	—	pierderi.

Factorii asupra cărora se poate influența sînt S și h. Suprafața zăcămîntului poate fi mărită numai prin exploatarea simultană a două sau mai multe orizonturi. Sistemul de exploatare poate fi însă hotărîtor deoarece, de exemplu, exploatarea descendentă cu surpare nu se poate face decît la un singur orizont. Exploatarea simultană pe mai multe orizonturi înseamnă însă extindere, dispersare, cu dezavantajele inerente.

Viteza de exploatare variază în medie între 10 și 20 m pe an, iar în cazuri excepționale mai mult.

Problema se rezolvă în mod similar și la zăcămintele stratiforme cu înclinare mică. Exploatarea normală în retragere, dinspre limitele cîmpului de exploatare, se realizează cu o anumită viteză, asemănătoare vitezei de coborîre a exploatării în adîncime, la zăcămintele cu înclinare medie și mare.

Esențială este deci viteza de exploatare care poate fi realizată. Dacă la calculul capacității de producție se iau viteze medii realizate, care exprimă o posibilitate practică, calculul se face conform relației (22). Dacă însă viteza de exploatare este rezultatul unui calcul teoretic, ea trebuie diminuată cu un coeficient de siguranță, care poate fi apreciat, după date practice, între 0,5 și 0,8.

C-2. Luarea în considerare a capacității de producție a unui abataj mediu drept criteriu pentru determinarea capacității de producție a minei este justificată pentru faptul că influența capacității medii de producție a unității productive de bază (abatajul) este hotărîtoare, din cauza proporționalității dintre aceasta și capacitatea de producție a minei. Această influență apare evidentă, atît din punct de vedere tehnic, cît și din punct de vedere economic. Posibilitatea de a realiza concentrarea și mecanizarea producției, creșterea corespunzătoare a productivității și reducerea prețului de cost sînt strict corelate cu nivelul capacității de producție a unui abataj. Evoluția mineritului modern demonstrează că singura cale rațională de a construi capacități mari de producție constă în a crește producția medie pe abataj în mod corespunzător. Nu se pot realiza mine mari, compuse din abataje mici.

Capacitatea de producție a unui abataj și numărul maxim de abataje active și de rezervă care pot fi plasate determină capacitatea tehnică de producție a minei. Această capacitate este evident mai mare la zăcămintele cu grosime mare, cunoscut fiind că aceasta permite utilizarea metodelor cu productivitate mare și o concentrare maximă, cu toate avantajele care decurg. Existența mai multor corpuri paralele, mai subțiri, care pot totaliza grosimi mari, permite o anumită concentrare a producției, dar inferioară în comparație cu un singur corp de grosime egală, datorită limitărilor care apar în sistemul de exploatare și în succesiunea de exploatare.

Productivitatea muncii în abataj se reflectă în activitatea economică a unei mine în mod deosebit. De exemplu : prin trecerea de la productivitatea de 4 t/post la 20 t/post, ponderea manoperei în prețul de cost se inversează : de la 70%, devine 30%, iar prețul de cost pe tona de minereu se reduce la numai 44%. De asemenea, investițiile se reduc, cele sociale proporțional, iar cele industriale — în măsura dată de concentrarea punctelor de exploatare. Influența asupra capacității de producție a minei se calculează după relațiile arătate la punctul B. Cele arătate mai sus justifică necesitatea analizei complexe a problemei capacității optime de producție, în fiecare caz în parte.

C-3. Dimensiunile optime ale unui cîmp minier se stabilesc după mai multe criterii, dintre care cele de bază sînt : distribuția spațială a rezervelor de substanță minerală și distanțele maxime de transport în jurul unui puț sau a unei guri de mină. O astfel de delimitare a unui cîmp de exploatare determină strict rezervele pe care le conține, și prin aceasta capacitatea de producție a minei respective.

D. Criteriile geografice și demografice pot interveni uneori cu pondere mare în problema determinării capacității optime de producție a unei mine. Dacă rezervele de substanță minerală sînt mari și calitatea acestor rezerve este bună, condițiile geografice pot influența capacitatea de producție numai în sens limitativ.

Astfel, dacă numărul total de muncitori care pot fi disponibili într-o regiune sau care ar putea fi atrași la o mină nouă este M și dacă productivitatea fizică medie pe întreprindere

este p_m tone pe post, atunci capacitatea anuală de producţie este :

$$P = 0{,}9\ Mp_m \cdot z, \text{ tone minereu pe an,} \quad (23)$$

în care z reprezintă numărul de zile lucrătoare pe an, iar 0,9 este un coeficient care exprimă raportul dintre numărul scriptic şi cel prezent al personalului.

Distanţa de transport şi capacitatea căilor şi mijloacelor de transport, asigurarea cu apă sau energie, condiţiile climatice, posibilităţile de aprovizionare cu materiale şi alte elemente legate de localizarea geografică a zăcămîntului, pot constitui tot atîtea criterii de ordin mai mult sau mai puţin restrictiv care trebuie luate în considerare la stabilirea capacităţii de producţie a unei mine.

★

În concluzie, determinarea capacităţii optime de producţie necesită o analiză care să se facă complex :

a) pe baza unor durate de exploatare stabilite statistic sau prin anumite acte normative ;

b) pe baza capacităţilor de producţie anuale stabilite în funcţie de dimensiunile şi aşezarea zăcămîntului, de metodele şi vitezele de exploatare realizabile din punct de vedere tehnic în condiţii optime ;

c) pe baza analizei interdependenţei factorilor tehnici, economici şi geografici, urmărindu-se obţinerea unui efect economic final optim.

Capacitatea optimă de producţie este proporţională cu rezervele şi cu producţia medie dată de un abataj. Această capacitate trebuie modificată în funcţie de raportul dintre costurile de producţie fixe şi investiţiile proporţionale cu capacitatea de producţie. Astfel, cu cît acest raport are o valoare mai mare, cu atît capacitatea de producţie optimă apare mai mare în raport cu rezervele, respectiv durata de exploatare corespunzătoare este mai redusă. Aceasta se poate exprima şi invers : zăcămintele la care costurile de producţie proporţionale cu capacitatea de producţie sînt reduse, adică în cazurile cînd se lucrează cu productivităţi mari în abataje, iar consumurile specifice de materiale şi energie sînt scăzute, pot fi exploatate într-un ritm mai rapid. De asemenea, cu cît investiţiile în instalaţii tehnologice, proporţionale cu capacitatea de producţie au o pondere mai mare, respectiv cu cît investiţiile fixe sînt mai mici, ritmul de exploatare mai rapid duce la efecte economice mai favorabile, cu condiţia ca amortizarea acestor investiţii să fie făcută pe rezervele existente şi nu pe cote anuale prea reduse, care în final nu ar asigura recuperarea fondurilor investite, din cauza duratei de exploatare prea scurtă.

Creşterea capacităţilor de producţie a unităţilor miniere implică, pe lîngă rezerve suficiente, o creştere corespunzătoare a productivităţii muncii şi a producţiei medii de abataj. Altfel, capacităţile de producţie nu pot fi mărite decît cu preţul unor investiţii exagerate (în construcţii sociale şi industriale), al unor costuri de exploatare ridicate şi al unor probleme organizatorice deosebit de dificile.

Creşterea capacităţilor de producţie a minelor ca tendinţă generală a mineritului modern, pe calea progresului tehnic şi economic, trebuie să se fundamenteze pe creşterea productivităţii muncii şi a capacităţii de producţie a abatajelor. Aceasta constituie o problemă centrală, de cea mai mare actualitate, a dezvoltării şi creşterii rentabilităţii industriei miniere din ţara noastră.

BIBLIOGRAFIE

[1] Agoşkov, M. I. *Razrabotka rudnîh mestorojdenii* Moscova 1954.

[2] Blondel, F. *Zum Begriff der „Vorräte" einer Minerallagerstätte*, Erzmetall, XI, nr. 3 martie, 1958.

[3] Kegel, K. *Lehrbuch der Bergwirtschaft*, 1931.

[4] H. Reh, *Untersuchung der Zuverlässigkeit der Bewertung von Lagerstätten nutzbarer Rohstoffe und Ableitung einer erweiterten Klassifikation der Vorräte*, Zeitschrift für Angewandte Geologie, 2, 1956, p. 166—179.

Prepararea substanţelor minerale utile

Valorificarea resurselor de minereu de fier şi eficienţa ei economică (I)

Evoluţia tehnicii preparării minereurilor de fier pe plan mondial

Dr. ing. P. VLAD şi
dr. ing. M. GURAN

În stadiul actual al revoluţiei tehnico-ştiinţifice, producţia de fontă şi oţel cunoaşte un puternic avînt şi o continuă perfecţionare. Fonta şi oţelul deţin cea mai mare pondere în grupa metalelor ce formează baza materială a producţiei sociale. Aproximativ 3 miliarde de tone de oţel se găsesc în prezent în slujba omenirii sub diferite forme ca : maşini, mecanisme, construcţii metalice, instalaţii, mijloace de transport, obiecte de uz casnic etc.

O dată cu dezvoltarea tehnicii moderne necesităţile de oţel cresc continuu, îndeosebi în oţelurile speciale cu rezistenţă superioară, oţeluri rezistente la temperaturi înalte cu sau fără proprietăţi magnetice, cu conductibilitate electrică ridicată şi alte proprietăţi fizice.

Producţia mondială de minereuri de fier, fontă şi oţel cunoaşte o dinamică accentuată, ritmul de dezvoltare în fiecare ţară fiind diferit şi funcţie de resursele naturale interne, de necesităţile naţionale în aceste metale, conjunctură economică etc. Din diagrama prezentată în figura 1 se observă că în ultimii 25 de ani producţia de minereu de fier, fontă şi oţel a crescut de circa 4 ori ajungînd în anul 1964 la aproximativ 600 milioane tone minereu de fier şi la peste 430 milioane tone oţel. În ţara noastră producţia de minereu de fontă şi de oţel în anii construcţiei socialiste a cunoscut o dezvoltare impetuoasă. Astfel, faţă de anul 1938, producţia de minereu de fier în anul 1965 a fost de 17 ori mai mare, respectiv a ajuns la 2 400 000 t şi urmează să crească în anul 1970 la 3 400 000 t.

În ceea ce priveşte producţia de oţel, aceasta a crescut de 11,8 ori în perioada amintită, ajungînd la 3 670 000 t în anul 1966 (fig. 2).

Atît în ţara noastră cît şi în alte ţări, cerinţele mereu crescînde de fontă şi oţel, au dus la prospectarea şi punerea în exploatare de noi zăcăminte cu conţinut scăzut în fier, a căror valorificare raţională a impus introducerea pe scară largă a operaţiilor de preparare mecanică şi termică. Caracteristicile chimico-mineralogice ale minereurilor de fier sărace cît şi condiţiile de exploatare ale furnalelor moderne au impus atît perfecţionarea tehnologiilor clasice de preparare a acestor minereuri cît şi introducerea de metode şi utilaje noi. Scopul principal urmărit constă în îmbunătăţirea continuă a indicilor tehnico-economici rezultaţi la elaborarea fontei, şi în special în reducerea consumului de cocs.

Exploatarea furnalelor moderne impune anumite condiţii pentru materia primă ce intră în şarja de elaborare a fontei. Astfel, minereul sau concentratul trebuie să aibă un conţinut cît mai mare de fier, o granulometrie optimă

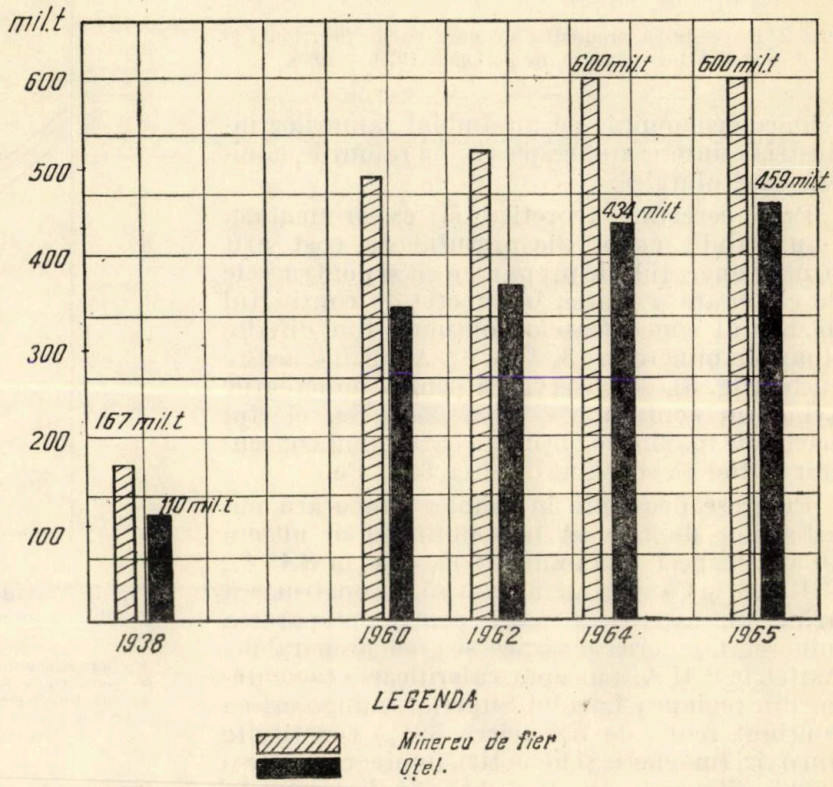
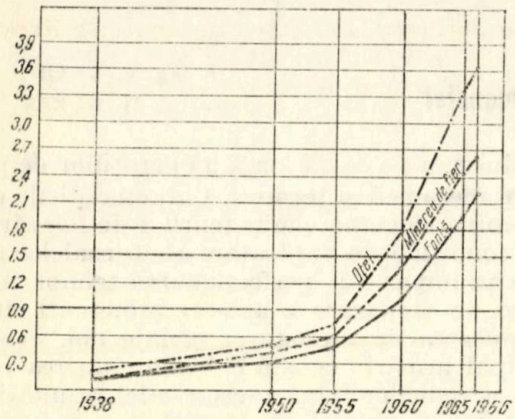


Fig. 1. Creşterea producţiei de minereu de fier şi a producţiei de oţel pe plan mondial în perioada 1938—1965.

rezultată prin clasarea minereului bogat şi prin aglomerarea sau peletizarea concentratelor rezultate la preparare, precum şi un conţinut

ridicat în elemente bazice. Plecînd de la aceste condiţii, prepararea minereurilor de fier, în general, apare ca o necesitate absolută. Rentabilitatea preparării acestora, în special a minereurilor de fier sărace, implică o analiză profundă



	1938	1948	1950	1955	1960	1962	1963	1964	1965	1966
FONTA										
Producţia mil. t	0,133	0,168	0,320	0,570	1,014	1,511	17,06	1,924	2,014	2,198
Dinamica de creşt.	100	140	241	429	764	11 ori	13 ori	14 ori	15 ori	16,5 ori
OŢEL										
Producţia mil. t	0,256	0,353	0,565	0,766	1,806	2,451	2,704	3,039	3,425	3,670
Dinamica de creşt.	100	124	195	270	638	863	964	10 ori	12 ori	13 ori
MINEREU-FE										
Producţia mil. t	0,139	0,203	0,392	0,637	1,460	1,738	2,286	1,932	2,479	2,681
Dinamica de creşt.	100	150	284	458	10 ori	12 ori	16 ori	14 ori	18 ori	19 ori

Fig. 2. Dezvoltarea producţiei de minereu de fier, fontă şi oţel din ţara noastră în perioada 1938 — 1966.

tehnico-economică, pe ansamblul ramurilor industriale interesate, respectiv pe ramurile minieră şi metalurgică.

Prin cercetări teoretice şi experimentale, s-au stabilit curbe ale preţului de cost atît pentru operaţiile de preparare cît şi pentru cele de elaborare a fontei, în funcţie de conţinutul de fier al concentratelor obţinute din diferite tipuri de minereuri [3, 4, 5, 6]. Analizînd aceste curbe (fig. 3), se observă că pentru minereurile avînd un conţinut de circa 25% Fe, efectul economic maxim se obţine în cazul unui concentrat de fier cu conţinut de circa 63% Fe.

Progrese deosebite în tehnica preparării minereurilor de fier au fost obţinute în ultimii 10 ani, respectiv din anul 1956, cînd în S.U.A., U.R.S.S. şi Canada au început să se construiască uzine de capacităţi mari pentru prepararea minereurilor feroase sărace şi greu preparabile. Astfel, în S.U.A. a început valorificarea taconitelor din regiunea Lacului Superior, minereuri cu conţinut redus de fier (circa 32%) constituite din oxizi (magnetit şi hematit), impregnaţi într-o gangă silicoasă. În U.R.S.S. au fost puse în exploatare cuarţitele feruginoase din bazinul Krivoi-Rog, asemănătoare ca conţinut, mineralizaţie şi grad de impregnaţie cu taconitele din S.U.A., iar în Canada zăcămintele din regiunea Ontario al căror conţinut în fier este mai scăzut, respectiv de circa 27,9% Fe.

În decursul ultimilor ani, tehnica preparării minereurilor de fier s-a perfecţionat, ca rezultat al eforturilor depuse de către ţările cu industrie siderurgică, mai mult sau mai puţin dezvoltată, în special de către Anglia, RFG, Suedia, Franţa, Italia, Cehoslovacia şi România, care spre deosebire de S.U.A., U.R.S.S. şi Canada posedă într-o pondere mai mare, zăcăminte de minereuri feroase de altă structură şi compoziţie, ca: mineralizaţii cu limonit şi hidrogoethit de tipul oolitelor (Lorena, Luxemburg, Salzgitter, Căpuş etc.) şi mineralizaţii cu siderit (Schilpario, Boregno, Rudnany, Rudabanya, Teliuc-Ghelar, Lueta etc.).

Privită în ansamblu, evoluţia tehnicii preparării minereurilor de fier este strîns legată, pe de o parte, de progresul tehnic realizat în domeniul elaborării fontei (pelete sau aglomerate care impun o mărunţire prealabilă), iar pe de altă parte, de caracteristicile chimice, fizice şi mineralogice ale minereurilor.

Analizînd statisticile [1, 2] care ilustrează dinamica producţiei de minereuri feroase (v. tabela), se constată că deşi există zăcăminte bogate şi cu rezerve mari, cum sînt cele din Brazilia, India, Venezuela etc. marile ţări producătoare de fontă şi oţel au considerat ca

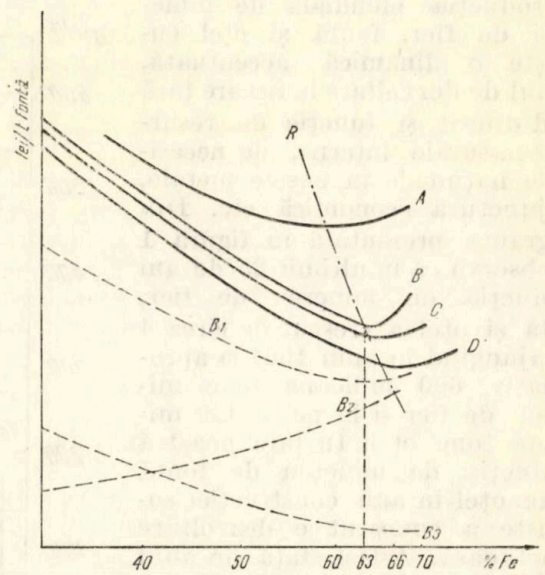


Fig. 3. Variaţia preţului de cost al fontei în funcţie de gradul de îmbogăţire a concentratelor pentru minereuri cu conţinut iniţial diferit:

A — minereu cu 20% Fe; *B* — minereu cu 25% Fe; *C* — minereu cu 30% Fe; *D* — minereu cu 35% Fe; B_1 — cheltuieli pentru aglomerat, calcar şi cocs; B_2 — cheltuieli pentru preparare şi aglomerare; B_3 — cheltuieli generale şi directe de furnal; *R* — axul de variaţie a cheltuielilor minime de elaborare a fontei în funcţie de conţinutul în fier din minereul brut.

mai economică exploatarea şi valorificarea prin preparare a zăcămintelor proprii de minereuri de fier cu conţinut scăzut, decît importul de minereuri bogate din alte ţări. Se pare că tehnica nouă de elaborare a fontei pe bază de pelete, cît şi cheltuielile de transport au un rol hotărîtor în determinarea căilor de urmat, respectiv în

orientarea politicii economice în producţia de oţel.

Examinînd dinamica dezvoltării producţiei de minereu de fier, fontă şi oţel pe plan mondial, se constată că în timp ce Europa, America de Nord, China şi Japonia produc peste 94% din producţia de oţel a lumii (chenarul din dreapta sus al tabelei) restul ţărilor, deşi posedă zăcăminte de fier bogate şi cu rezerve mari, nu produc decît 23% din producţia mondială de minereu de fier (chenarul din stînga jos al tabelei). Această statistică arată că majoritatea ţărilor producătoare de fontă şi oţel se orientează în primul rînd spre valorificarea resurselor interne, chiar dacă acestea impun pentru valorificarea lor aplicarea unor tehnologii complexe de preparare.

În cele ce urmează se examinează în mod succint tehnologiile de preparare a diferitelor sorturi de minereuri de fier, care au o largă aplicare în practica mondială.

1. Tehnologii aplicate pentru prepararea minereurilor de fier cu magnetit

a. Pentru minereurile cu magnetit grob concrescut se aplică în general separarea magnetică uscată în cîmp slab. Ex. uzinele Malberget (Suedia) şi Klifton (S.U.A.);

b. Pentru minereurile cu magnetit fin concrescut se aplică numai separarea magnetică umedă.

Pentru prepararea minereurilor sărace şi fin concrescute, adică cele care necesită o măcinare de peste 90% sub 0,074 mm, cea mai mare răspîndire a căpătat-o separarea magnetică umedă în cîmp slab. Ca exemple de instalaţii pot fi citate: Silver Bay şi Babbitt (S.U.A.) cu o producţie de 6,25 mil. tone concentrat pe an; Erie Mining (S.U.A.) cu o producţie de 7,8 mil. tone concentrat pe an şi Cleveland Cliffs (S.U.A.) o instalaţie mai mică, cu o producţie anuală de 1,2 mil. tone concentrat. Concentratele de la uzinele amintite se livrează furnalelor sub formă de pelete arse.

În U.R.S.S. menţionăm uzinele din cadrul combinatelor: IUGOK, NKGOK, SEVGOK (Krivoi Rog) cu o producţie totală de peste 32 mil. tone concentrat pe an. Tot în U.R.S.S. se află în stadiu de construcţie alte două combinate: INGOK şi DGOK care prin aceeaşi tehnologie de separare magnetică umedă în cîmp slab, vor produce împreună circa 20 mil. tone concentrat pe an. Pînă în prezent, concentratele obţinute la aceste combinate se livrează furnalelor sub formă de aglomerat.

Un element nou ce a intervenit în tehnologia de separare magnetică umedă în cîmp slab, îl constituie includerea de separatoare de tip tamburi cu magneţi permanenţi şi cu cuva adoptată pentru circuit în semicurent şi contracurent, care faţă de tipul clasic cu cuva în echicurent, realizează extracţii în metal mai mari (fig. 4). Tot ca o tendinţă nouă în construcţia separatoarelor, se studiază creşterea intensităţii cîmpului magnetic de la circa 1 000 oerstezi la 1 500 — 2 000 oerstezi.

În afară de separarea magnetică umedă, ca operaţie unică pentru prepararea minereurilor cu magnetit fin concrescut, se mai aplică pe plan mondial şi tehnologii combinate, ca: separare magnetică urmată de măcinarea şi flotaţia concentratului brut, în scopul producerii de superconcentrate cu circa 70% Fe. Cu o astfel de tehnologie, s-a obţinut în anul 1958, în Suedia, circa 300 mii tone superconcentrat pentru producerea de oţeluri speciale.

2. Tehnologii aplicate pentru prepararea minereurilor de fier cu magnetit şi hematit sau cu magnetit şi alte elemente

Pentru prepararea unor asemenea minereuri se utilizează tehnologii combinate. În toate cazurile se aplică ca operaţie primară, separarea magnetică umedă în cîmp slab, urmată de metode gravimetrice sau de flotaţie. Pe o astfel de tehnologie lucrează o uzină de preparare din R. P. Chineză care prelucrează minereuri fin concrescute cu magnetit şi hematit cu conţinut de circa 32% Fe. Prin separare magnetică şi flotarea mineralelor nemagnetice din sterilul rezultat de la separarea magnetică, se obţine un concentrat de fier cu 58% Fe la o extracţie de 83%.

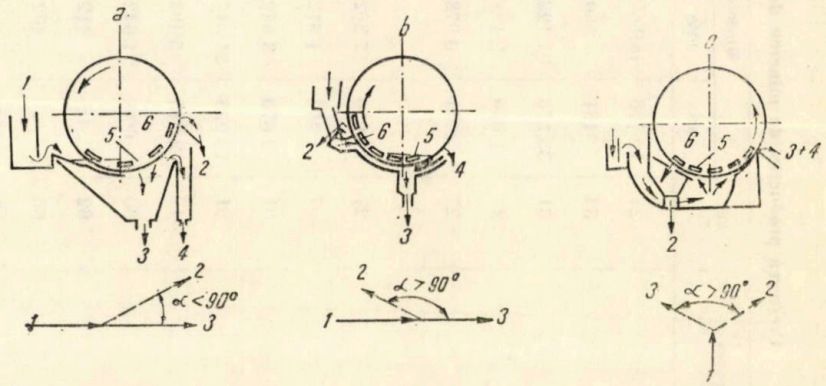


Fig. 4. Variante de alimentare şi evacuare a produselor din zona de lucru a separatorului cu cuvă:
a — în echicurent; *b* — în contracurent; *c* — semicontracurent; *1* — alimentare; *2* — concentrat; *3* — steril grob; *4* — steril fin (şlamuri); *5* — nivelul tulburelii; *6* — poli sistemului magnetic.

Creşterea producţiei de minereu de fier, fontă şi oţel pe plan mondial în perioada 1938—1965, mii tone

Nr. crt.	Ţările cu industrie feroasă mai dezvoltată	Fe. %	Minereu de fier				Fontă				Oţel				
			1938	1960	1964	1965	1938	1960	1962	1965	1938	1960	1962	1964	1965
1	R.F. a Germaniei	27	10 796	18 869	11 613	10 847	17 586	25 739	24 251	26 920	20 459	34 100	32 560	37 300	36 821
2	Belgia	34	181	160	62	92	2 426	6 520	6 766	8 436	2 296	7 181	7 344	8 700	9 161
3	Franţa	31	33 176	67 123	61 472	60 116	6 012	14 005	13 954	15 766	6 221	17 300	17 232	19 800	19 599
4	Italia	47	1 000	2 138	1 572	1 367	901	2 715	3 584	5 501	2 323	8 229	9 488	9 800	12 680
5	Luxemburg	27	5 141	6 978	6 680	6 315	1 551	3 713	3 591	4 145	1 437	4 084	4 010	4 600	4 585
6	Olanda	.	.	.	.	.	267	1 347	1 573	2 364	52	1 942	2 085	2 600	3 145
7	Anglia	27	12 050	17 362	16 588	15 660	6 870	16 014	13 911	17 740	10 565	24 695	20 812	26 700	27 440
8	Norvegia	57	1 474	1 812	2 322	2 050	174	718	720	1 081	68	478	475	615	686
9	Austria	31	2 670	3 542	3 563	3 560	551	2 232	2 115	2 200	673	3 163	2 970	3 194	3 221
10	Suedia	61	13 928	21 317	26 660	29 485	668	1 518	1 810	2 287	987	3 218	3 601	4 444	4 725
11	Spania	47	2 545	5 493	5 209	5 650	436	1 888	2 040	2 328	574	1 920	2 220	3 150	3 515
12	R. D. Germană	30	600	1 642	1 634	1 650	231	1 996	2 080	2 338	1 695	3 787	4 080	4 329	4 440
13	Bulgaria	62	16	412	715	1 680	—	192	2 530	696	.	250	415	471	588
14	Finlanda	66	.	492	836	1 000	28	104	330	981	97	273	330	371	362
15	Iugoslavia	45	607	2 199	2 307	2 550	75	972	1 050	1 115	227	1 442	1 580	1 677	1 769
16	Polonia	34	947	2 182	2 680	2 800	879	4 253	4 950	5 375	1 897	6 680	7 580	8 573	9 088
17	România	32	139	1 460	1 932	2 340	133	1 014	1 500	1 924	284	1 806	2 320	3 039	3 420
18	Cehoslovacia	34	1 653	3 120	2 846	2 670	1 323	4 695	5 180	5 869	1 873	6 768	7 560	8 377	8 598
19	Ungaria	39	297	516	775	750	335	1 257	1 410	1 583	648	1 886	2 320	2 364	2 520
20	U.R.S.S.	45—60	26 530	106 541	145 584	153 700	14 600	46 757	54 480	66 200	18 057	65 292	76 300	84 500	91 000
	Europa (total)	—	114 311	265 537	296 688	305 922	55 046	138 051	145 967	174 919	70 467	195 471	206 473	234 667	247 363
21	Canada	55	10	19 372	34 857	34 700	717	3 822	4 920	6 408	1 174	5 250	6 530	8 200	9 098
22	S.U.A.	40—50	28 904	90 209	82 633	91 000	19 219	61 072	60 138	80 611	28 805	91 920	90 750	117 500	122 100
	America de Nord (total)	.	28 914	109 581	117 490	125 700	19 936	64 894	65 085	87 019	29 979	97 170	97 280	125 700	131 198

Nr. crt.	Țările cu industrie feroasă mai dezvoltată	Fe, %	Minereu de fier				Fontă				Oțel				
			1938	1960	1964	1965	1938	1960	1962	1965	1938	1960	1962	1964	1965
23	China	30	5 303	55 000	29 000	31 000	.	25 336	29 040	14 000	488	16 680	19 200	11 000	12 000
24	Japonia	55	841	2 849	2 525	2 470	2 563	11 896	17 970	27 502	6 472	22 138	27 440	39 800	41 161
25	India	60	2 788	10 683	20 300	21 300	1 596	4 154	5 520	6 950	982	3 339	4 920	6 100	6 413
26	Republica Populară Democrată Coreeană și Coreea de Sud	42	771	3 100	4 800	5 000	295	872	900	1 200	103	691	770	.	.
27	Malaya	60	1 640	5 731	6 569	6 720	.	.	.	.	.	.	.	.	.
28	Filipine	60	874	1 139	1 368	1 490	.	.	.	.	.	.	.	.	.
29	Goa	58	.	3 395	.	.	.	.	.	.	.	.	.	.	.
	Asia (total)	.	12 217	82 031	64 936	68 627	4 454	42 258	53 430	.	8 045	42 925	52 410	58 000	.
30	Columbia	.	.	295	470	470	.	176	200	.	.	112	200	.	.
31	Cuba	52	152	15	10	10	.	.	.	.	.	.	.	.	.
32	Chile	60	1 759	6 041	9 888	11 980	.	266	380	308	.	415	480	.	.
33	Mexic	65	99	870	2 549	2 750	98	682	850	942	80	1 555	1 730	2 328	2 392
34	Brazilia	68	486	5 256	13 200	14 600	122	1 883	2 000	2 237	92	2 321	2 500	3 083	3 100
35	Peru	60	.	5 232	6 530	6 250	.	33	50	.	.	60	75	.	.
36	Venezuela	65	.	19 490	15 556	18 150	.	.	5	.	.	47	80	.	.
	America de Sud	.	25 271	38 200	48 463	54 470	220	3 261	3 885	.	180	4 893	5 575	7 000	.
37	Egipt	.	.	240	500	500	.	.	.	.	.	100	150	.	.
38	Algeria	55	3 061	3 444	2 741	3 100	.	.	.	.	.	15	15	.	.
39	Tunis	55	818	1 033	940	1 020	.	.	.	.	.	.	.	.	.
40	Maroc	50—60	1 608	1 577	888	930	.	.	.	.	.	.	.	.	.
41	Liberia	67	.	3 275	11 827	17 700	.	.	.	.	.	.	.	.	.
42	Siera Leone	60	876	1 563	1 900	2 200	.	.	.	.	.	.	.	.	.
43	Republ. Sud Africană	60	505	3 071	4 830	5 840	294	1 844	2 195	3 268	347	2 114	2 585	3 097	3 292
44	Guinea	45	.	400	600	600	.	.	.	.	.	.	.	.	.
	Africa (total)	.	6 868	14 787	30 546	38 470	294	1 914	2 265	.	347	2 309	2 839	3 000	.
	Australia (total)	56	2 287	4 725	5 976	6 896	945	2 928	3 490	4 292	1 201	3 740	4 260	4 500	5 556
	TOTAL MONDIAL	.	16 700	514 800	564 096	600 085	81 600	253 400	274 200	325 400	110 200	346 700	369 000	438 000	459 000

Aproximativ în funcție de creșterile producției de minereu de fier și oțel din 1960 și 1962

2. Tehnologii aplicate pentru prepararea minereurilor de fier cu hematit

Eforturile depuse pentru valorificarea superioară a sorturilor de minereuri cu hematit au condus la obținerea celor mai bune realizări în domeniul preparării minereurilor feroase.

Pentru prepararea acestor sorturi de minereuri, există în prezent trei orientări principale :

a) flotația (directă sau inversă) ;

b) separarea magnetică în cîmp puternic (uscată sau umedă) ;

c) prăjirea magnetizantă, urmată de separarea magnetică în cîmp slab.

a. Flotația se aplică pe scară din ce în ce mai mare, deoarece este mai economică în comparație cu metoda prăjirii magnetizante și pentru că metoda separării magnetice în cîmp puternic nu este încă suficient de bine perfecționată. Astfel, în prezent, flotația ocupă cea mai mare pondere între metodele utilizate pentru prepararea minereurilor de fier sărace cu hematit. La succesul introducerii flotației a contribuit într-o mare măsură și dezvoltarea rapidă a industriei chimice care a furnizat reactivi noi și mai economici.

Din practica industrială se remarcă faptul că pentru concentrarea minereurilor sărace cu hematit se utilizează atît flotarea directă, cu folosirea în general a colectorilor anionici cît și flotarea inversă cu folosirea colectorilor cationici. Dintre colectorii anionici cea mai mare eficacitate o au acizii grași și uleiul de tall. În ultimul timp orientările sînt pentru utilizarea de reactivi colectori mai ieftini whitespirit, petrol lampant oxidat, săpun sulfatic și soapstock.

Bogdanov, Belaș și alți cercetători [9, 10, 11] au arătat că utilizarea în amestec a diferiților colectori în funcție de compoziția minereului și duritatea apei, precum și emulsionarea lor conduce la obținerea de rezultate mai bune, atît în ceea ce privește selectivitatea, cît și acțiunea colectoare.

Ca exemple de instalații de flotație care utilizează reactivi anionici, amintim : Uzina Olengorsk (U.R.S.S.) la care flotarea hematitului din sterilul separării magnetice se face cu amestec de ulei de tall sintetic 80% și untură de pește tehnică 20%. Producția anuală de concentrat flotat ajunge la circa 650 000 t/an cu conținut de 61,9% Fe. La uzina Gubkinsk (U.R.S.S.) încă din anul 1959 se aplică flotarea directă pentru recuperarea hematitului din sterilul rezultat de la separarea magnetică. Se prevede ca în anul 1970 să se producă la această uzină circa 4,9 mil. tone concentrat flotat cu conținut de circa 63% Fe.

Uzina Humboldt (S.U.A.), construită în 1956, flotează hematitul dintr-un minereu cu circa 39% Fe, folosind ca reactiv colector un amestec de produse rezultate la prelucrarea uleiului de tall. Capacitatea uzinei este de circa 0,8 mil. tone concentrat pe an. Concentratul conține 62,4% Fe și 7—8% SiO_2, extracția în metal fiind de 85%. Uzina Republic (S.U.A.) este cea mai mare uzină de preparare prin flotație a minereurilor de fier cu hematit. Construită în apropierea uzinei Humbold, ea prelucrează același minereu și folosește aceiași reactivi. Producția anuală este de circa 1,5 mil. tone concentrat cu 63% Fe, iar extracția în metal de 91% calculată la fierul extractibil. La alte două fabrici din S.U.A. — Benson (Statul New-York) și Groveland (Statul Michigan), se aplică scheme combinate : jgheaburi elicoidale și flotația fracțiilor fine și a produselor intermediare de la jgheaburile elicoidale după o prealabilă remăcinare. Se folosesc aceiași reactivi, capacitatea fiecărei uzine fiind de circa 0,8 mil. tone concentrat pe an cu aproximativ 63% Fe. După Burghardt actualmente pe plan mondial se produc prin flotație circa 4,5 mil. tone concentrat de fier pe an.

La uzinele care aplică flotarea indirectă cu cationi activi, ganga este activată cu ioni de Ca^{2+}, iar mineralele de fier sînt depresate cu amidon caustificat. Dintre colectorii cationici cei mai uzuali sînt: aminele tehnice : IM-11, ANP și AMAS-118, 5V care se utilizează în U.R.S.S. pentru flotația mineralelor de gangă, acetatul de laurylamină ALA, utilizat în Franța ca înlocuitor pentru colectorul OTEA.

Concentrația ionilor de hidrogen are o importanță deosebită în procesul flotației inverse. Majoritatea cercetătorilor susțin că cele mai bune rezultate se obțin la un *p*H ușor acid.

În S.U.A. se prevede introducerea flotației inverse numai pentru producerea de superconcentrate prin flotația silicei din concentratele cu peste 60% Fe. În U.R.S.S. s-au definitivat tehnologiile pentru flotația inversă a hematitului de la combinatele : Komintern, IUGOK și ȚGOK, toate din bazinul Krivoi-Rog. Literatura [9] menționează, de asemenea, studiile întreprinse în Franța pentru introducerea flotației inverse într-o schemă combinată de preparare a minereurilor din Lorena.

Independent de natura colectorilor (anionici sau cationici), în procesul flotației minereurilor de fier deșlamarea joacă un rol foarte important. Flotația fără deșlamare conduce la un consum exagerat de reactivi, spumă abundentă și neselectivă. Pentru recuperarea fierului din șlamuri se experimentează în S.U.A. și R.F.G. mai multe metode, printre care rezultate mai bune au dat : floculareа particulelor minerale fine cu flotarea lor ulterioară și tratarea suspensiilor fine în cîmp electrostatic.

b. Cea de-a doua orientare pentru prepararea minereurilor cu hematit — separarea magnetică

în cîmp puternic (uscat sau umed), constituie o metodă mult discutată de către specialişti [10]. Dificultăţile cele mai mari în introducerea acestei metode la nivel industrial au constat în găsirea celor mai bune soluţii constructive ale separatoarelor, care trebuie să lucreze la o intensitate a cîmpului magnetic de peste 12 000 oerstezi.

Pînă în prezent s-au realizat şi s-au introdus în practica industrială numai separatoare magnetice în cîmp puternic uscat. Cele mai cunoscute tipuri de astfel de separatoare sînt :

— tipul P-130, construit de firma Lurgi — R.F.G. şi care poate prelucra circa 10 t/h, la o granulaţie de sub 1 mm şi la o intensitate a cîmpului magnetic de circa 18 000 oerstezi ;

— tipul MS-2, construit de uzina Kotleakov (U.R.S.S.), care are o intensitate a cîmpului magnetic de 16 000 oerstezi, însă datorită productivităţii mici (circa 2 t/h) este utilizat numai la prepararea minereurilor de metale rare ;

— tipul Lurgi, care lucrează în condiţii industriale în uzinele din nordul Franţei şi din R.F.G. poate prelucra minereu măcinat pînă la o fineţe de circa 80% sub 75 μ.

Ca soluţii de principiu pentru aplicarea separării magnetice în cîmp puternic, se deosebesc două variante :

— spălarea prealabilă a minereului urmată de uscare şi separare magnetică în cîmp puternic ;

— uscarea minereului brut, urmată de clasarea şi separarea magnetică în cîmp puternic.

Exemple de unităţi industriale care funcţionează cu separare magnetică uscată în cîmp puternic sînt :

— uzina de la Salzgitter (R.F.G.) care prelucrează un minereu oolitic asemănător cu cel de la Căpuş-Şatra. Separarea se face în patru trepte, se obţine un concentrat cu 39—40% Fe, 16% SiO_2 şi 5% CaO, cu o extracţie în metal de 84—85%. Capacitatea uzinei este de circa 6 mil. tone/an minereu brut, respectiv circa 4 mil. tone concentrat pe an ;

— uzina de la Pegnitz (R.F.G.) care prelucrează tot un minereu oolitic, însă cu ciment silicios. După uscarea minereului măcinat la 0,6 mm are loc separarea magnetică în cîmp puternic, care se realizează tot în patru trepte. Sterilul este din nou măcinat la dimensiunea de 0,3 mm şi supus separării magnetice în trei trepte. Se obţine un concentrat cu 39—40% Fe, 19% SiO_2 cu o extracţie în fier de 87—89%. Capacitatea uzinei este de circa 1 mil. tone/an minereu brut.

Separarea magnetică în cîmp puternic umed nu s-a aplicat încă la scară industrială, pentru prepararea minereurilor de fier slab magnetice cu oxizi, din lipsa unor separatoare adecvate. Cercetări intense pentru realizarea unui asemenea separator se efectuează în U.R.S.S., R.S.C., Anglia, Franţa, R.F.G. şi S.U.A. [11].

Pînă în prezent s-au aplicat în industrie numai două tipuri de separatoare magnetice cu tamburi în cîmp puternic umed : tipul 18-SV pentru prepararea oxizilor de mangan de la Nikopol (U.R.S.S.) şi tipul 2 VK-5V, cu o nouă variantă îmbunătăţită (MSB-600) pentru prepararea minereurilor cu siderit de la Rudnany (RSC) [12]. Capacitatea de producţie la separatorul 18-SV ajunge pînă la 15 t/h şi este în funcţie de granulometria minereului. Intensitatea cîmpului magnetic poate varia între 12 000 şi 18 000 oerstezi. La tipurile 2 VK-5V şi MSB-600, capacitatea de producţie este mai mică (pînă la 4 t/h), iar intensitatea cîmpului magnetic este de circa 12 000 oerstezi. În prezent în RSC se studiază proiectarea unui separator cu cîmp magnetic pulsatoriu, cu o valoare a intensităţii cîmpului de peste 20 000 oerstezi.

Separatorul tip MSB-600 de construcţie cehoslovacă constituie o realizare deosebită în acest domeniu (cîmpuri magnetice cu intensităţi variabile în zona de lucru a separatorului) [12]. Experimentările acestui separator au arătat că el se comportă bine pînă la o granulaţie de circa 0,25 mm, fiind mai selectiv în comparaţie cu separatoarele clasice cu cîmp magnetic uniform la suprafaţa tamburului. În figura 5 sînt prezentate caracteristicile cîmpului magnetic atît pentru tipul MSB-600, cît şi pentru tipul 2 VK-5V.

c) A treia orientare pentru prepararea minereurilor cu hematit o constituie tehnologia cu prăjire magnetizantă şi separarea magnetică în cîmp slab.

Principiul metodei constă în transformarea mineralelor de fier cu proprietăţii paramagnetice

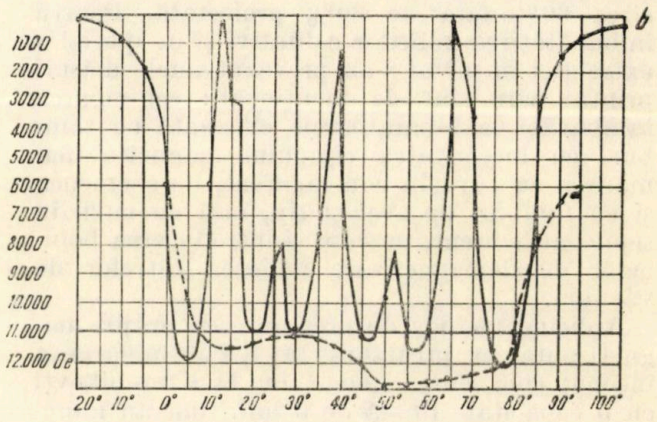


Fig. 5. Caracteristicile cîmpului magnetic în spaţiul de separare la suprafaţa tulburelii :
a — curba separatorului 2 VK—5V la 170 V şi 32 A ;
b — curba separatorului MSB—600 la 95 V şi 19 A.

în minerale cu proprietăţi magnetice sub influenţa temperaturii şi a atmosferei de prăjire. Primele ţări care au pus bazele acestei metode sînt : R.F.G. şi U.R.S.S., unde la combinatul

TGOK din Krivoi Rog s-a pus în funcţie în anul 1963 un număr de 15 cuptoare de prăjire magnetizantă, avînd lungimea de 50 m şi diametrul de 3,6 m, capacitatea de prelucrare a fiecărui cuptor fiind de 42 t/h (fig. 6). Arderea

Ca metode de preparare pentru această categorie de minereuri, cu caracteristici magnetice similare cu minereurile hematitice, sînt metodele de separare magnetică în cîmp puternic sau slab, după o prealabilă prăjire magneti-

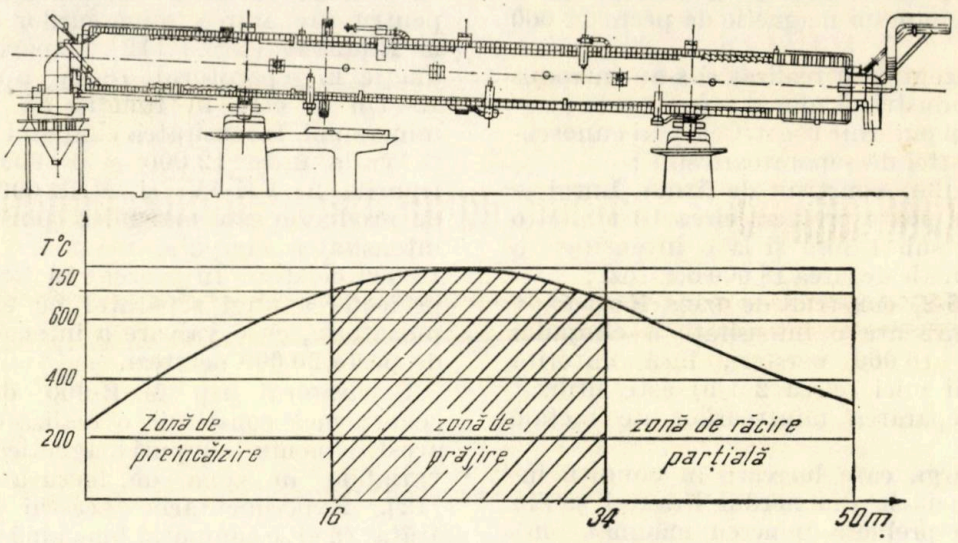


Fig. 6. Cuptor rotativ de prăjire magnetizantă.

combustibilului (amestec de gaz-metan cu gaz de furnal) la cuptoarele de prăjire magnetizantă de la TGOK se realizează prin arzătoare periferice, montate pe mantaua cuptorului. În final, combinatul TGOK va funcţiona cu 30 de cuptoare, va prelucra anual 9 mil. tone de minereu şi va produce 7,32 mil. tone de concentrat cu un conţinut de circa 64,5% Fe. În prezent indicii tehnologici realizaţi sînt mai mici decît cei prevăzuţi, respectiv conţinutul concentratului este de 61% Fe, iar extracţia în metal de circa 66% faţă de 80% proiectată. Pentru îmbunătăţirea indicilor calitativi şi în special a extracţiei în metal s-au prevăzut unele măsuri printre care sînt de menţionat: schimbarea tamburilor la separatoarele existente cu tamburi cu intensitatea cîmpului magnetic mai mare şi cu cuva în contracurent, de asemenea şi cu tamburi de acelaşi tip, însă cu cuva în semicontracurent, precum şi introducerea bobinelor de demagnetizare înaintea filtrelor de vacuum.

Aplicînd metoda de preparare cu prăjire magnetizantă în prealabil, în R.P. Bulgaria a început construirea une uzine la Kremnikovţî cu o capacitate finală de 5 mil. tone/an minereu brut.

3. Tehnologii aplicate pentru prepararea minereurilor de fier cu siderit, limonit şi oolite

Astfel de minereuri reprezintă, în etapa actuală, a treia mare rezervă de minereuri de fier. În anul 1964 au fost extrase circa 110 mil. tone minereuri cu oolite.

zantă, precum şi flotaţia. Dintre realizările mai importante sînt de menţionat:

— uzina de preparare a minereurilor cu siderit de la Rudnany (R.S.C.) avînd ca tehnologie separarea magnetică umedă în cîmp puternic. Conform proiectului în 1970, uzina va produce circa 650 000 t concentrat pe an, cu 38% Fe şi cu extracţie în metal de 88%. În prezent, datorită unor deficienţe constructive a separatoarelor magnetice se obţin concentrate cu numai 35—36% Fe şi cu extracţii în metal de 75%;

— uzina de preparare a minereurilor cu siderit de la Rudabanya (R.P.U.), avînd ca tehnologie separarea magnetică uscată în cîmp slab, după prăjire magnetizantă în cuptoare rotative originale, atît din punct de vedere constructiv (30 × 3 m), cît şi din punct de vedere al procesului tehnologic (arderea se face cu arzător central). Capacitatea uzinei este de circa 30 t/h, iar conţinutul în fier al minereului 21%. Se obţin circa 150 000 t concentrat pe an cu 40% Fe, cu o extracţie în metal de 79%.

4. Tehnologii pentru prepararea minereurilor de fier silicioase şi valorificarea cenuşilor de pirită, în siderurgie

Pentru prepararea minereurilor de fier silicioase s-a cercetat şi s-a experimentat în Franţa o metodă chimică, cu tratare alcalină. Metoda se bazează pe diferenţa de solubilitate dintre oxizii de fier şi cuarţ în soluţii alcaline 20—50%

NaOH. Primele încercări s-au efectuat pe minereurile silicioase din Lorena sfărîmate sub 10 mm. Timpul de contact cu soluțiile alcaline a variat de la 30 min pînă la 3 h. Rezultatele obținute sînt destul de promițătoare. În concentrat s-a extras peste 93% din fierul total. Sterilul sub formă de soluție are un conținut ridicat în P, SiO_2 și Al_2O_3; prin precipitarea acestora soluțiile pot fi regenerate. S-a observat că în contact cu soluțiile de NaOH crește simțitor bazicitatea minereului și, ca urmare, o parte însemnată a oxizilor de fier nemagnetici se transformă în oxizi magnetici. În condițiile actuale, metoda amintită prezintă interes economic numai pentru minereurile ce conțin peste 40% Fe.

Pentru prelucrarea cenușilor de pirită rezultate la fabricarea acidului sulfuric, în afară de metoda pirohidrometalurgică utilizată la Duisburg (R.F.G.) și care constă în prăjire clorurantă cu circa 10% NaCl, la 560—600° C, urmată de leșiere acidă pentru trecerea metalelor neferoase în soluție, în ultimul timp se aplică și procedeul cu clor gazos, denumit „IMATRA". Acest procedeu prevede măcinarea cenușilor de pirită la o finețe de circa 60% sub 0,06 mm, operație necesară pentru obținerea unor pelete crude suficient de rezistente la operațiile de transport și manipulare. Peletele crude cu dimensiuni de 10—12 mm se usucă pînă la circa 2% umiditate, după care se introduc într-un cuptor vertical (fig. 7) unde are loc atacul cu clor gazos. Peletele ce părăsesc cuptorul sînt apte pentru a fi prelucrate în procesele siderurgice, atît din punctul de vedere al rezistenței mecanice, cît și din punctul de vedere al conținuturilor în elemente nocive. Elementele neferoase și rare din clorurile volatile sînt recuperate prin spălare, sau pe cale electrostatică.

Metoda descrisă este în fază de experimentare și nu se cunosc din literatură cazuri concrete de utilizare industrială. Se pare că prin această metodă, arsenul nu va putea fi eliminat, decît în proporție de circa 75% din conținutul inițial. Se studiază, de asemenea, și căile pentru anihilarea acțiunii corosive a clorului în procesul respectiv.

Un procedeu nou pentru valorificarea minereurilor sărace (cu magnetit, hematit, siderit, limonit) este procedeul „Halomet" aflat în stadiu de experimentare la firma Tellus din R.F.G. Acest procedeu constă dintr-o combinație a procesului de clorurare reducătoare cu clorurarea oxidantă. Conform acestui procedeu, au loc reacții interfaciale, la viteze și temperaturi mari, între gazele și particulele de minereu introduse în contracurent. Clorurarea reducătoare se face în prezența unui reducător (cocs, antracit, huilă etc.), pe cînd clorurarea oxidantă se face fără reducător și numai în prezența clorurilor gazoase.

După cum rezultă din figura 8, procesul tehnologic se desfășoară în două camere de

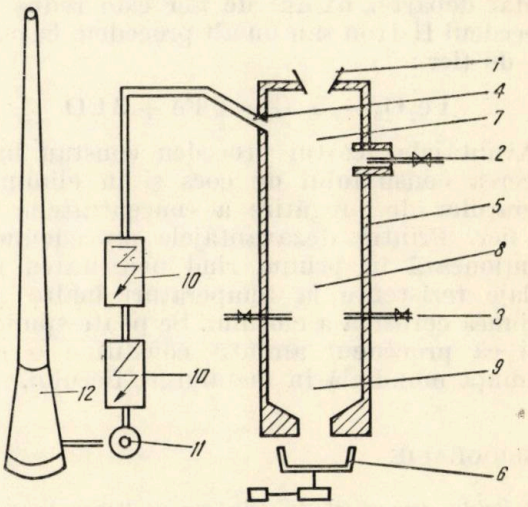


Fig. 7. Procedeul Imatra:
1 — alimentare; *2* — arzător; *3* — aliment (aer + clor); *4* — evacuarea produselor de distilare; *5* — căptușeală anticorosivă; *6* — taler rotativ; *7* — zonă de preîncălzire; *8* — zonă de clorurare; *9* — zonă de răcire; *10* — electrofiltre uscate pentru captarea clorurilor; *11* — ventilator; *12* — coș de evacuare.

clorurare. În prima cameră de clorurare oxidantă, în care se introduce minereul măcinat și gazele de clorurare, are loc reacția de oxidare:

$$2\ Fe_3O_4 + FeCl_3 + CO_2 = 3\ Fe_2O_3 + CO + \\ + FeCl_3,$$

iar în cea de a doua cameră în care se introduce minereul oxidat (din prima cameră), clor gazos și reducătorul (cocs etc.), are loc reacția propriu-zisă de clorurare a oxidului de fier la temperatura de circa 800° C:

$$Fe_2O_3 + 3\ Cl_2 + 3\ C = 2\ FeCl_3 + 3\ CO$$

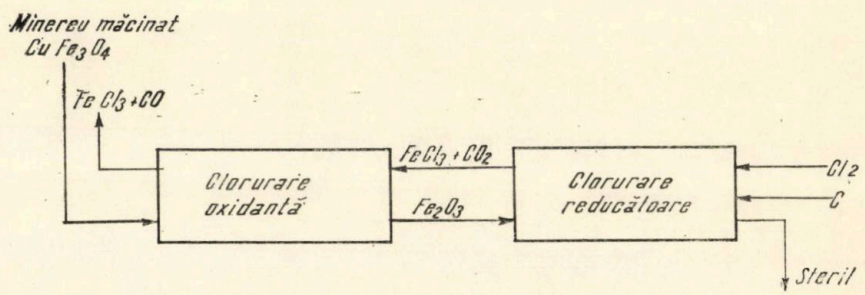


Fig. 8. Procedeul clorurării.

Procesul are loc continuu; sterilul cu conținut foarte redus de fier se evacuează din camera de clorurare reducătoare, iar utilul sub formă de clorură ferică, trece prin camera de clorurare oxidantă și de aici la operația de

reoxidare, unde are loc transformarea clorurii ferice în oxid de fier :

$$2\ FeCl_3 + \frac{3}{2}\ O_2 = Fe_2O_3 + 3\ Cl_2$$

Mai departe, oxidul de fier este redus prin procedeul H-Iron sau un alt procedeu, la pulberea de fier :

$$Fe_2O_3 + 3\ C = 2\ Fe + 3\ CO$$

Avantajele acestui procedeu constau în reducerea consumului de cocs şi în eliminarea operaţiilor de pregătire a concentratelor fine de fier. Printre dezavantajele procedeului se menţionează în primul rînd necesitatea unor utilaje rezistente la temperaturi înalte şi la acţiunea corosivă a clorului. Se poate spune totuşi că procedeul amintit constituie o nouă tendinţă mondială în metalurgia fierului.

BIBLIOGRAFIE

[1] *Buletin trimestriel de statistique de l'acier pour l'Europe*, ONU, Geneva, 1962—1965.

[2] *Rubrica statistică din Stahl un Eisen*, 1962—1965.

[3] Karmazin, V. J. *O glubokom obogascenii rud ceornih metallov*, Vîpusk statei Mehonobrî-Cermet nr. 2, 1960.

[4] Vanci, Gh. *Cîteva aspecte tehnico-economice privind importanţa preparării minereurilor de fier în procesul de elaborare a fontei*, Metalurgia şi Construcţia de Maşini nr. 8, 1962.

[5] Guran, M., Tripşa, I. *Noutăţi în pregătirea minereurilor de fier pentru furnal*. Ed. tehnică, 1964.

[6] Pujol, L. *Aspects economiques de la concentration des minerais de fer*, Revue de L'industrie minerale, nr. 1, 1964.

[7] Ostrouhov, M. A. *Economia de cocs la furnale*, Ed. Tehnică, 1963.

[8] Guran, M. *Consideraţii cu privire la influenţa calităţii concentratelor de fier asupra cheltuielilor de elaborare a fontei*. Rev. Minelor nr. 6, 1966.

[9] Belaş, F. N. *Flotaţia jeleznih* rud. 1963.

[10] Bogdanov O. S. ş.a. — *Voprosî teorii i tehnologhii flotaţii*, 1959.

[11] *New directions in iron are flotations*. Skillings Mining Rev. vol. 54, 1965.

[12] Duranda M. ş.a. *Etude de l'enrichissement de certains minerais de fer lorains par flottation inverse*. Congr. VI de preparare, Cannes, 1963.

[13] Hend V. *Separarea magnetică umedă în cîmp puternic a minereurilor de la Rudnany*. Congr. VI de preparare, Cannes, 1963.

[14] Gagy — Pamfly, ş.a. *Prepararea minereului de fier de la Rudabanya*. Congr. VI de preparare, Cannes, 1963.

[15] Dercaci V. G. *Speţialnîie metodî obogaşcenia polezniih iskopaemih*, 1966.

[16] Lower J. E. and Carpenter J. H. *Wet magnetic separation of oxidized semitaconites*. Mining Eng. vol. 17, nr. 9, 1965.

[17] *Wet magnetic separation comes of age*. Com. Chemical Process, vol. 49, nr. 2, 1965.

[18] Meiler H. *Studii asupra prăjirii magnetizante şi separării magnetice a minereurilor de fier diseminate*. Aufbereitungs-Technik, nr. 8, 1964.

[19] Vladimirov T. E. *Polupromîşlenîie ispîtania opîtnogo electromagnitongo separatora s beguşcim magnitnîm polem*. Obogascenie rud. nr. 1, 1966.

[20] Vlad P. ş.a. *Consideraţii cu privire la problema valorificării complexe a piritelor şi minereurilor piritoase*. Rev. Minelor, nr. 1, 1961.

PROTECȚIA MUNCII ȘI TEHNICA SECURITĂȚII

Ipoteza punctelor critice în stabilirea cauzelor autoaprinderii cărbunilor din pereții lucrărilor miniere*

Ing. I. TOMUȘ

Fenomenele de autoîncălzire sau autoaprindere, care au loc uneori în pereții lucrărilor miniere și sînt cunoscute în minele din Valea Jiului sub denumirea de focuri de cuib, se caracterizează pe de o parte prin faptul că în faza lor incipientă au o extindere relativ mică, iar pe de altă parte prin apariția lor în lucrările miniere curente și mai ales în preabataje.

De asemenea, este important de remarcat, că pe un perete de cărbune al unei lucrări, aceste fenomene apar numai în anumite puncte, deși influența factorilor exteriori este aceeași pentru întreaga suprafață de cărbune dezvelită.

Pînă în prezent focurile de cuib au fost incluse, ca fenomene, în clasa generală a autoaprinderilor, fără să constituie obiectul unor studii aparte, deși dacă se ține seama de cauzele care le produc, ele constituie autoaprinderi cu caracter deosebit.

Cercetarea cauzelor și mai cu seamă aprofundarea unui astfel de studiu se poate spune că s-a neglijat pînă în prezent, deoarece punctele de autoîncălzire sau autoaprindere au fost descoperite relativ repede și astfel lichidarea lor s-a făcut prin mijloace active și de regulă într-un timp scurt.

Problema a început să devină mai acută atunci cînd s-a constatat că astfel de focuri pot să apară în locuri de muncă cu emanații de metan, cazuri în care prezența unui punct de aprindere prezintă pericol.

În acest sens, pentru minele din Valea Jiului a fost interesant de observat că aceste focuri de cuib constituie fenomene locale, caracteristice stratului 3 de la E.M. Lonea.

Pentru stabilirea cauzelor care duc la izbucnirea unor astfel de focuri, în cadrul S.C.S.M. Petroșani au fost inițiate cercetări, începînd încă din anul 1965, urmărindu-se :

— compoziția petrografică ;
— factorii geologici ;
— factorii tehnico-minieri ;
— frecvența focurilor de cuib.

Rezultatele cercetărilor întreprinse în anul 1965 au avut numai un caracter general, orientativ. În acest sens, factorii luați în discuție au fost urmăriți la toate abatajele stratului 3 de la E.M. Lonea pentru ca, ulterior, prin continuarea cercetărilor din anul 1966 la abatajele unde s-a constatat cea mai mare frecvență a focurilor de cuib, să se poată contura și definitiva rezultatele obținute pe baza unui studiu comparativ.

Întrucît în cursul anului 1965 în cadrul S.C.S.M. Petroșani nu au putut fi executate analize petrografice, s-a solicitat colaborarea cu ICEMIN București, iar în anul 1966 cercetările au fost efectuate integral la S.C.S.M. Petroșani, fiind urmărite numai zonele abatajelor 404 și 102 stratul 3 de la E.M. Lonea considerate ca cele mai periculoase din punctul de vedere al focurilor de cuib.

Din rezultatele analizelor tehnice de laborator se desprind următoarele concluzii :

— în toate cazurile cercetate, valorile obținute pentru predispoziția cărbunelui la autoaprindere sînt mai mari decît 25° C, ceea ce indică faptul că este vorba de un cărbune pe deplin predispus pentru autoaprindere și în anumite condiții avantajoase poate izbucni foc :

— gradul de pregătire pentru autoaprindere, raportat la totalul probelor, depășește valoarea de 15° C pentru 82% din probe și este mai mare decît 25° C, pentru 37% din probe. Pe baza acestei observații se poate conclude asupa faptului că există permanent pericol de autoaprindere și multe locuri sînt foarte periculoase din acest punct de vedere ;

— conținuturile procentuale de umiditate și cenușă nu sînt semnificative în ceea ce privește stabilirea cauzelor focurilor de cuib ;

— predispoziția și gradul de pregătire pentru autoaprindere este cu atît mai mare, cu cît crește diferența între conținutul procentual de materii volatile al probei de analiză față de cel al masei combustibile.

Cu privire la componenții petrografici s-au constatat următoarele :

— compoziția petrografică a masei cărbunoase diferă mult de la un loc la altul, chiar în zona aferentă aceluiași abataj ;

— dintre componenții petrografici care prezintă pericol din punctul de vedere al autoaprinderii, predomină vitritul, urmat de clarit ;

— în numeroase locuri se observă concentrații ale vitritului în procente ce depășesc 90% ;

* Se supune discuției : Articolul cuprinde și o analiză critică asupra articolului publicat în Revista Minelor nr. 9 din anul 1966 de către ing. I. Nițulescu și Ana Mocan : Influența caracteristicii petrografice a supra autoaprinderii builelor din Valea Jiului.

— în majoritatea cazurilor în masa cărbunoasă sînt incluși și componenți minerali;

— zona imediat învecinată focarului este caracterizată printr-o concentrație relativ mare de vitrit și prin prezența componenților minerali;

— masa vitrinitică este puternic tectonizată, prezentînd numeroase macrofisuri și microfisuri;

— fuzitul apare sub formă de bucăți neregulate răspîndite sporadic în masa cărbunoasă. În cazul cărbunilor din zăcămîntul minier Lonea, fuzitul s-a păstrat în condiții mai vitrege decît în restul bazinului și astfel prin sfărîmarea pereților celulelor a luat naștere o structură stelară, fapt care constituie încă un indiciu asupra microtectonicii pronunțate, la care a fost supusă masa cărbunoasă.

Pentru a putea efectua o analiză petrografică comparativă și în scopul elucidării cauzelor care duc la apariția focurilor de cuib, de regulă numai în partea estică a bazinului, au fost colectate probe de cărbune și din zona cîmpului minier Uricani stratul 3.

Astfel, comparativ, se observă că sub aspect general, componența petrografică a cărbunilor de la Lonea se deosebește de cea a cărbunilor de la Uricani, pe de-o parte printr-un conținut procentual de vitrit mai ridicat în cărbunii de la Lonea, cu toate că dacă se ține seama și de clarit, masa vitrinitică din ambii componenți ajunge și pentru cărbunii de la Uricani la o valoare apropiată de cea a cărbunilor de la Lonea, iar pe de altă parte conținutul de pirită este mai mare în cărbunii de la Uricani.

O analiză superficială ar putea da impresia, la prima vedere, că aceste deosebiri, legate de petrografia cărbunelui, nu sînt esențiale din punctul de vedere al posibilităților de apariție a focurilor de cuib. Dacă se fac însă observații și asupra microtectonicii masei cărbunoase, se poate constata că în timp ce cărbunii de la Uricani se prezintă ca o masă relativ compactă, cărbunii de la Lonea sînt puternic tectonizați, masa de bază avînd numeroase fisuri și crăpături.

Aspecte ale masei de vitrit, puternic tectonizată, în cărbunii de la E.M. Lonea, sînt redate în figurile 1, 2 și 3.

Spre deosebire de acestea, în figura 4 este redat aspectul vitritului în cărbunii de la E.M. Uricani.

Din punct de vedere microscopic, cărbunii din stratul 3 de la E.M. Lonea se prezintă ca în figura 5, iar cei din stratul 3 de la E.M. Uricani ca în figura 6.

Deosebirea categorică din punctul de vedere al microtectonicii rezultă, atît din examinările microscopice, cît și din cele macroscopice.

Influența factorilor geologici asupra zăcămîntului aferent cîmpului minier Lonea, se resimte prin puternicile frămîntări care au avut loc ca urmare a mișcărilor tectonice. Astfel, zăcămîntul se caracterizează, din acest punct de vedere, printr-o tectonizare mai accentuată decît în restul bazinului. Datorită

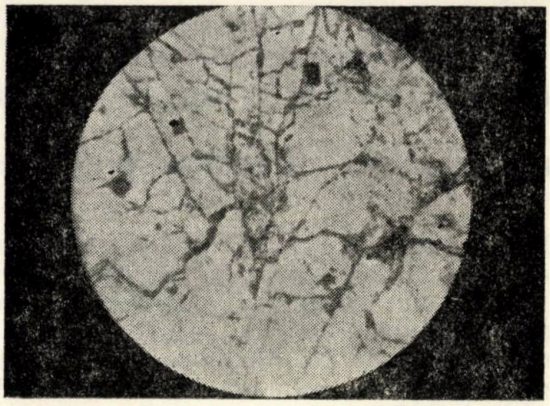


Fig. 1

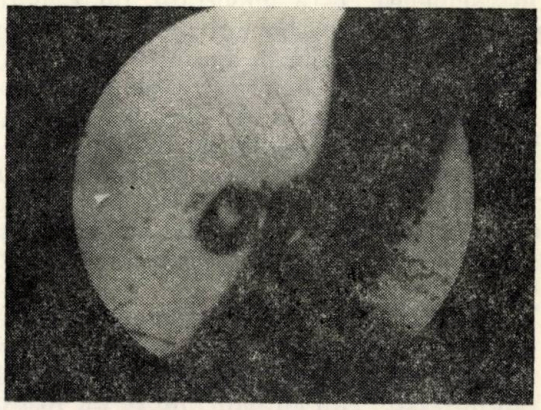


Fig. 2

Fig. 3

unei puternice presiuni tangențiale, exercitate pe două direcții conjugate și mișcărilor oscilatorii, care au luat naștere ca o consecință a încrețirii și ridicării fundamentului cristalin, zăcămîntul a fost deranjat din poziția lui inițială, cutat și faliat și supus la presiuni mari, mai ales la limitele blocurilor.

Factorii tehnico-minieri sînt determinaţi, în general, de metoda de exploatare. Astfel, în cadrul E.M. Lonea stratul 3, se exploatează prin abataje cameră şi abataje frontale. Din cauza

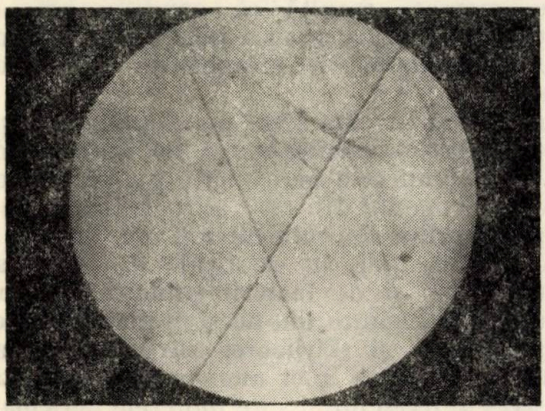


Fig. 4

neregularităţilor lentilelor, la extremităţile acestora se foloseşte prin exclusivitate metoda de exploatare cu abataje cameră, metodă care

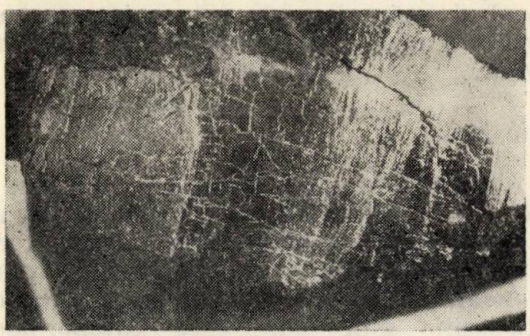


Fig. 5

prezintă interes din punctul de vedere al focurilor de cuib, deoarece aceste fenomene de autoaprindere sînt întîlnite de regulă în aceste abataje.

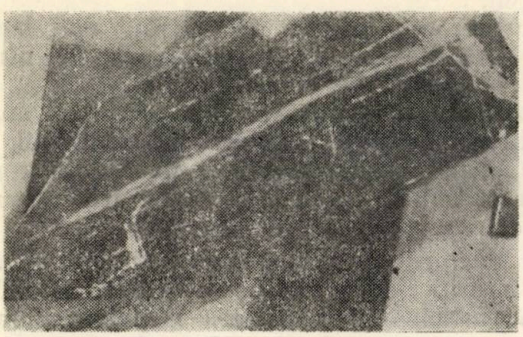


Fig. 6

Pentru exploatare, stratul este împărţit în felii orizontale, extrase descendent, iar la nivelul feliei sensul de avansare este în retragere de la coperiş la culcuş.

Pregătirile constau, în general, din galerii de cap şi de bază, săpate în culcuşul stratului la o distanţă de 40 m de acesta.

Transversalele abatajelor se execută din 40 în 40 m, atît la orizontul de aeraj, cît şi la orizontul de bază. Legătura între transversale se realizează printr-un suitor plasat în culcuşul stratului la 6 m de acesta.

Atacarea se execută din două felii, în care scop se sapă o galerie cu profil de 7,1 m ^{2}, între suitor şi strat, iar în continuare se merge cu preabatajul avînd un profil de 4/4 m. Distanţa între armături este de 0,8 — 1 m, iar ca armături suplimentare de asigurare se folosesc juguri.

Pentru susţinere se foloseşte lemn de molid cu diamtrul de 0,20 m. Bandajarea pereţilor se face cu scîndură.

După ce se ajunge cu preabatajul la coperiş, se atacă în ambele părţi abataje cameră direcţionale, pînă la hotarele abatajului.

Durata de menţinere în funcţiune a unui preabataj este de 3 — 6 luni.

Cu privire la frecvenţa focurilor de cuib, analizată din punctul de vedere al locului apariţiei, s-au constatat următoarele :

— lucrările miniere cu predispoziţie pentru autoaprindere sînt preabatajele, abatajele şi suitorii săpaţi în cărbune. Astfel, din totalul focurilor de cuib circa 43 % au apărut în abataje, 43 % în preabataje şi 14 % în tavanul suitorilor săpaţi în cărbune ;

— zonele cele mai periculoase din acest punct de vedere sînt cele determinate de intersecţia preabatajelor cu abatajele, deci porţiuni în care cărbunele este predispus la sfărîmare şi fisurare ;

— apariţia focurilor de cuib este strîns legată de realizarea susţinerii, în sensul că armarea şi bandajarea necorespunzătoare creează condiţii favorabile pentru autoaprindere ;

— deşi aceste fenomene sînt caracteristice tuturor abatajelor din stratul 3 de la E. M. Lonea, frecvenţa lor este mai mare în unele zone şi anume în cele din imediata vecinătate a faliilor şi în general în porţiunile de zăcămînt care au fost supuse accidentelor tectonice.

Constatările de mai sus permit conturarea unui raţionament în legătură cu fenomenele fizice şi chimice care au loc în cazul izbucnirii focurilor de cuib şi creează posibilitatea de a explica motivele pentru care aceste autoaprinderi se produc numai în anumite locuri.

În acest sens trebuie reţinut faptul că în condiţiile de mină, masa cărbunoasă se comportă diferit din punctul de vedere al autoaprinderii deoarece se găseşte în stări fizice deosebite, deşi locurile considerate sînt apropiate, iar ca aspect general ar putea fi considerate aceleaşi.

Dacă se ţine seama şi de faptul că în cadrul aceluiaşi strat, chiar la nivelul aceleiaşi felii,

masa cărbunoasă este diferită din punctul de vedere al elementelor componente, este explicabilă o comportare diferită sub acțiunea unui complex de factori (viteza curentului de aer, umiditatea, temperatură etc.), chiar dacă această acțiune se exercită în mod uniform sau aproape uniform. Faptul că masa cărbunoasă este alcătuită din componenți petrografici a căror participație procentuală diferă foarte mult de la caz la caz, chiar în secțiuni foarte apropiate una față de alta, s-a dovedit în numeroase împrejurări prin analize petrografice cantitative și calitative. Elementele constituente (carbon, oxigen, hidrogen etc.) ale componenților petrografici diferă și ele de la component la component și chiar dacă în unele cazuri elementele sînt aceleași, participația lor procentuală la alcătuirea componentului diferă.

Deși pînă în prezent nu s-au făcut analize elementare pe componenți petrografici la cărbunii din zona aferentă cîmpului minier Lonea, totuși este semnificativ faptul că analizele elementare globale ale cărbunilor din Valea Jiului indică un conținut mult mai mare de azot plus oxigen pentru cărbunii de la Lonea, față de cărbunii din restul bazinului. Astfel, raportat la masa combustibilă azotul și oxigenul însumate variază pentru Uricani în jurul cifrei de 12, iar pentru Lonea în jurul cifrei 19. În această situație, întrucît cărbunii cu un conținut mai mare de oxigen sînt mai periculoși din punctul de vedere al autoaprinderii este explicabilă predispoziția mai accentuată și gradul de pregătire mai mare a cărbunilor de la Lonea pentru autoaprindere.

Legat însă de focurile de cuib se cere să se stabilească de ce ele apar numai în anumite locuri, pentru ca prin explicarea acestor fenomene să poată fi luate măsurile de prevenire corespunzătoare.

Și în acest caz, ca de altfel în toate cazurile de autoaprindere, trebuie să se admită participarea unui complex de factori. Dintre aceștia, grupa factorilor obiectivi este reprezentată prin prezența unei mase cărbunoase eterogene, care include elemente mai mult sau mai puțin predispuse la autoaprindere sau elemente cu o afinitate mai mică sau mai mare față de oxigen, iar ca urmare, în aceeași zonă sau în puncte foarte apropiate unul față de altul, masa combustibilă poate fi pregătită mai mult sau mai puțin pentru autoaprindere. Cea de-a doua grupă o constituie factorii subiectivi și este legată de activitatea omului în subteran, adică de condițiile tehnico-miniere existente sau create.

Întrucît în masa de cărbune pot exista puncte mai mult sau mai puțin pregătite pentru autoaprindere, puncte care sînt reprezentate, fie prin aglomerarea unui element sau prin concentrarea mai multor elemente, în componența cărora oxigenul intră cu o pondere mai mare și astfel sînt mai predispuse la autoaprindere, fie a unui element sau a mai multor elemente cu afinitate mai mare față de oxigen și care astfel pot ajunge într-un timp relativ scurt la un grad de pregătire pentru autoaprindere avansat, rezultă că condiția necesară și suficientă pentru a se produce un foc de cuib este determinată de afluxul de oxigen din exterior.

În situația în care aerul poate pătrunde spre aceste puncte periculoase are loc autoaprinderea. Dacă punctele periculoase nu vin în contact cu oxigenul din aer, autoaprinderea sub forma focurilor de cuib nu are loc.

Afluxul de aer, în condițiile din subteran, este facilitat și de factorii subictivi, a căror influență se resimte din acest punct de vedere prin fisurarea și sfărîmarea cărbunelui și are ca urmare crearea unor numeroase posibilități de acces al oxigenului spre punctele periculase.

Așa-numita ipoteză a punctelor periculoase a fost luată în discuție pentru prima dată pe baza cercetărilor efectuate în cadrul S. C. S. M. Petroșani în anul 1966 și este confirmată.

Deoarece aceste puncte cu predispoziție mai mare spre autoaprindere nu pot fi detectate, în cadrul măsurilor de prevenire protecția trebuie asigurată pentru tot peretele de cărbune dezvelit.

Concluzii

1. Focurile de cuib, fenomene care sînt caracteristice stratului 3 din cîmpul minier aferent Exploatării miniere Lonea, se datoresc faptului că în masa cărbunoasă se găsesc aglomerări de componenți petrografici cu predispoziție mai mare spre autoaprindere.

2. Localizarea autoîncălzirilor și autoaprinderilor este influențată, în mod direct, de microtectonica masei cărbunoase și deci de crearea condițiilor necesare pentru accesul aerului spre punctele de aglomerare a componenților petrografici cu afinitate mai mare față de oxigen.

3. Prezența piritei de natură epigenetică, sub formă de cuiburi sau aglomerări din fisurile și crăpăturile masei cărbunoase, influențează în mod direct asupra autoaprinderilor, favorizîndu-le. Cu alte cuvinte concentrațiile de pirită din unele locuri și în condițiile unei microtectonici pronunțate constituie puncte periculoase pentru autoaprindere.

4. Factorul principal care influențează asupra apariției focurilor de cuib este vitrinitul, care participă la alcătuirea masei cărbunoase într-un procent relativ ridicat și este puternic fisurată și localizările de pirită epigenetică, sub formă de aglomerări în crăpături și fisuri.

5. Ca locuri periculoase în condițiile metodei de exploatare prin abataje cameră, metoda folosită în unele porțiuni ale stratului 3 de la

E. M. Lonea, se consideră zonele de intersecție a preabatajelor transversale cu abatajele direcționale la nivelul feliilor din exploatare și în general zonele puternic tectonizate.

6. Nu poate fi stabilită o corelație dintre modul de realizare a aerajului în abataj și zonele periculoase din punctul de vedere al focurilor de cuib.

7. Nu pot fi eliminate zonele periculoase la nivelul profilului galeriei sau preabatajului, întrucît din cercetările făcute pînă în prezent rezultă că pericolul este același.

8. Bandajarea necorespunzătoare a pereților lucrărilor miniere săpate în cărbune influențează în mod direct asupra autoaprinderilor, prin crearea unor zone de fisurare a masivului.

★

În articolul *Influența caracteristicilor petrografice asupra autoaprinderii huilelor din Valea Jiului* publicat în Revista Minelor nr. 9/1966 sînt redate rezultatele unor cercetări întreprinse de S. C. S. M. Petroșani în colaborare cu ICEMIN-București în cursul anului 1965, pe baza cărora au putut fi eșalonate cercetările în cursul anului 1966. Aceste rezultate nu au putut sta însă la baza unor concluzii definitive cu privire la cauzele focurilor de cuib, deoarece în cursul anului 1965 la E. M. Lonea a izbucnit un singur foc de cuib și astfel s-a considerat că datele obținute nu sînt suficiente. Autorii articolului au omis însă aceste considerații și astfel rezultatele publicate sînt afectate de unele erori, asupra cărora se consideră necesar să se atragă atenția.

Este de menționat astfel că deși titlul articolului se referă în general la autoaprinderea huilelor, cercetările efectuate și deci rezultatele publicate au avut în vedere numai focurile de cuib, care reprezintă fenomene de autoaprindere cu un caracter aparte și deci nu pot fi generalizate pentru toate cazurile de autoaprinderi.

Interpretarea rezultatelor obținute în urma analizelor petrografice se face numai pe baza probelor medii care, din acest punct de vedere, nu sînt semnificative. Astfel se conclude în mod eronat că raportul dintre vitrit și clarit variază în limite restrînse, în cadrul aceluiași strat pe întreg cuprinsul bazinului, denotînd o anumită uniformitate a compoziției petrografice, sau că vitrinitul apare în proporție constantă în masa cărbunelui.

În legătură cu factorii determinanți cu privire la autoaprinderea cărbunilor din stratul 3 de la E. M. Lonea, deși conținutul acestui subpunct din articolul sus amintit se referă la focurile de cuib, totuși sînt enumerați factorii care contribuie la autoaprinderea cărbunilor în general și care, în raportul de etapă întocmit de S. C. S. M. în anul 1965, nu au fost menționați decît cu scopul de a delimita cît mai precis autoaprinderile în general, de focurile de cuib. Dintre acestea, după cum rezultă din cercetările efectuate ulterior, au contingență cu problema luată în discuție, numai compoziția petrografică și prezența piritei în cărbune, factori care nu sînt însă analizați din punct de vedere specific focurilor de cuib.

Discuțiile cu privire la gradul de metamorfism al cărbunelui cuprinse în acest articol duc, de asemenea, la concluzii eronate, prin eliminarea posibilităților de autoaprindere a ligniților. Cel puțin în țara noastră se cunosc cazuri de autoaprindere a stratelor de lignit, dintre care menționăm doar cîteva: I. M. Cîmpulung sectorul Jugur, E. M. Filipești etc.

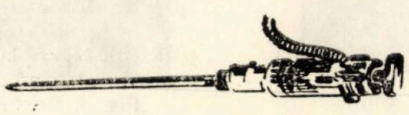
În concluziile finale s-au strecurat, de asemenea, cîteva erori și anume:

— terminologia folosită nu ține seama de faptul că prin focuri de mină trebuie să se înțeleagă numai cele provenite din autoaprinderea cărbunilor, pentru celelalte focuri fiind consacrată denumirea de incendii subterane;

— aprecierea cu privire la predispoziția la autoaprindere, valoarea acestui indice fiind considerată aceeași pe întreg cuprinsul bazinului, este greșită;

— numai proporția foarte ridicată de vitrinit în masa cărbunoasă și grosimea mare a stratului nu justifică în suficientă măsură apariția focurilor de cuib. În acest sens nici contactul prelungit al aerului cu masa fisurată de cărbune nu întregește în mod definitiv explicația legată de cauzele acestor focuri.

Cercetarea cauzelor focurilor de cuib trebuie să țină în primul rînd seama de una dintre cele mai importante caracteristici ale acestora și anume: apariția punctelor de autoîncălzire și autoaprindere, numai în anumite locuri pe un perete de cărbune, deși întreaga suprafață dezvelită este supusă acelorași factori externi.



GEOLOGIE

Noi date asupra geotermometriei zăcămîntului hidrotermal de la Herja (Baia Mare)

V. POMÎRLEANU și
I. PETREUȘ

Cercetările geotermometrice anterioare au arătat că temperatura de cristalizare a cuarțului în zăcămîntul de sulfuri complexe de tip filonian de la Herja variază cu adîncimea, de la valori cuprinse între 190° (filonul Șalan, orizontul 0) pînă la valori de 271° (filonul Șalan, orizontul — VII) [1].

Lucrarea de față, care constituie o continuare a cercetărilor anterioare privind geotermometria zăcămîntului hidrotermal de la Herja, aduce noi date asupra temperaturii de cristalizare a altor minerale din acest zăcămînt. Datele geotermometrice au fost obținute prin studiul incluziunilor fluide din cristalele de calcită și fluorină, iar în interpretarea lor s-au utilizat reprezentările statistice aplicate și extinse în geotermometrie de către M. Savul și V. Pomîrleanu [2].

A. Date asupra cristalelor de calcită

În cîmpul filonian hidrotermal de la Herja s-au identificat trei tipuri de cristale de calcită. Primul tip apare destul de frecvent, în geode,

Fig. 1. Cristale de calcită idiomorfe, romboedrice, din zăcămîntul Herja.

sub formă de cristale mici și idiomorfe, romboedrice (fig. 1).

Romboedrii de calcită sînt de culoare albă-cenușie pînă la albă-lăptoasă prezentînd, în cele mai multe cazuri, fețe curbate ușor concave. Cristalele au dimensiuni între 1 și 10 mm. Calcita aparținînd acestui tip se află sub formă de cristale sau agregate de cristale, uneori asociate cu siderit [3], depuse pe sulfuri și pe cristale de cuarț, ca ultime manifestări ale procesului hidrotermal. Pe lîngă acest tip de calcită, comună și larg răspîndită în ganga sulfurilor complexe, în vara anului 1966 s-au identificat încă două tipuri de cristale, unul fiind asociat cu sulfuri (fig. 2) și altul cu fluorină (fig. 3).

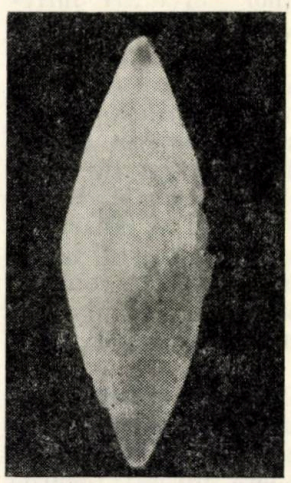


Fig. 2. Scalenoedru de calcită asociat cu marcasită, filonul Șalan.

Tipul de cristale de calcită asociat cu sulfuri (pseudomorfoze de marcasită după pirotină) apare sub formă de scalenoedri idiomorfi de

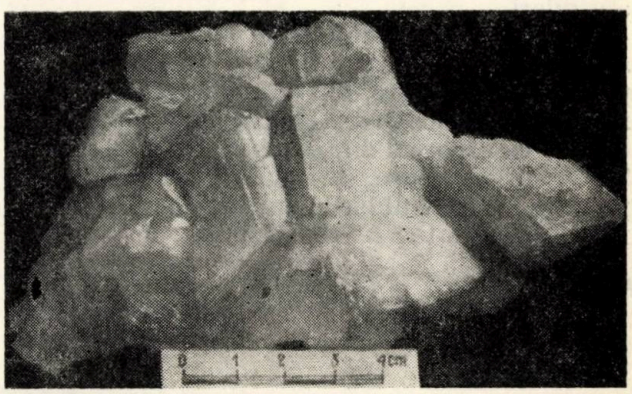


Fig. 3. Cristale de calcită, filonul Șalan, orizontul IV.

3 — 4 cm lungime, de culoare albă-cenușie (fig. 2).

Cel de-al treilea tip de calcită, asociat intim cu fluorina, a fost pus în evidență în culcușul

loonului Şalan, la orizontul – IV*. Apare sub firmă de cristale idiomorfe, deosebit de frumos dezvoltate, ca romboedri de culoare albă, de cele mai multe ori perfect transparente.

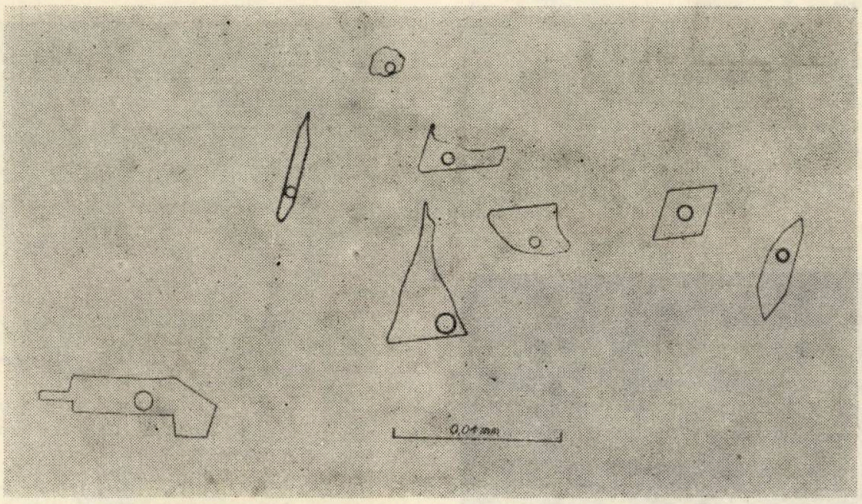


Fig. 4. Incluziuni fluide primare din cristalele de calcit.

Muchiile romboedrilor apar frecvent rotunjite din cauza prezenţei multiplelor trepte de creştere a cristalului (fig. 3).

Observaţiile microscopice la temperatura camerei, în secţiuni subţiri, asupra acestor tipuri de cristale de calcită, au pus în evidenţă incluziuni fluide, cu o singură fază (lichidă) în primul tip de cristale şi incluziuni lichid-gazoase în cel de-al treilea tip. Incluziunile fluide din ultimul tip de cristale de calcită ne-au reţinut atenţia asupra unor aspecte morfologice şi aceste incluziuni au fost utilizate în determinarea temperaturii de cristalizare.

Din examinarea numeroaselor secţiuni de cristale de calcită s-au evidenţiat diverse forme cu incluziuni fluide (lichid-gazoase) de la cele cu contur geometric de cristal negativ (romboedri), tubulare şi poligonale, pînă la cele neregulate (fig. 4).

Rezultatele analizei geotermometrice prin studiul incluziunilor fluide din calcit sînt date în tabela 1.

Limitele de temperatură şi media temperaturilor, pe cristale, sînt sintetizate în tabela 2.

Datele prezentate în tabela 1 ne-au servit la interpretarea statistică a temperaturilor de omogenizare ale incluziunilor fluide. Cu ajutorul acestor date s-a construit histograma prezentată în figura 8, *b*. Din această histogramă rezultă că limitele temperaturilor de omogenizare se află în intervalul de la 165°C pînă la 234°C, iar maximul de frecvenţă al temperaturilor între 190°C şi 200°C.

* Materialul ne-a fost pus la dispoziţie prin bunăvoinţa geologului F. Patkova de la Exploatarea minieră Herja (1966).

B. Date asupra cristalelor de fluorină

Cristalele de fluorină se prezintă sub formă de cub, cuburi cu dodecaedru romboidal sau cub cu octaedru, cel mai adesea incolore, alteori cu o uşoară nuanţă verzuie (fig. 5, *a*).

Incluziunile fluide în cristalele de fluorină se remarcă printr-o distribuţie zonară, iar forma cavităţilor este în general geometrică (fig. 6).

De asemenea, destul de abundente sînt şi incluziunile cu forme neregulate (fig. 7).

Pe lîngă aceste incluziuni, apar unele distribuite transversal pe zonele de creştere care se presupun a fi secundare.

Tabela 1

Temperaturile de omogenizare ale incluziunilor fluide din cristalele de calcită din zăcămîntul Herja

Nc*)	No*)	t°	Nc	No	t°	Nc	No	t°	Nc	No	t°
	1	187		18	193		35	227		52	234
	2	176		19	201		36	208		53	232
	3	175,5		20	188		37	191	4	54	198
	4	178		21	194		38	210		55	218
	5	184		22	198		39	198		56	220
	6	172	2	23	205		40	209		57	223
1	7	170		24	194	3	41	196		58	210
	8	185		25	211		42	212		59	182
	9	178		26	198		43	198		60	214
	10	188		27	193		44	202		61	205
	11	196		28	187		45	214		62	219
	12	196		29	192		46	196	5	63	209
	13	187		30	181		47	185		64	221
	14	203		31	183		48	198		65	206
	15	206	3	32	195		49	193		66	196
	16	202		33	194		50	206		67	203
2	17	193		34	216	4	51	194		68	219

*) Nc – numărul de ordine al cristalului; No – numărul de ordine al determinărilor.

Tabela 2

Limitele temperaturilor de omogenizare a incluziunilor fluide din calcită, zăcămîntul Herja.

Ne	Nd*)	Temperatura, °C		Maximul de frecvență, °C
		limitele	media	
1	15	170—206	186,10	
2	13	187—211	196,33	
3	22	181—227	200,18	
4	8	194—234	216,12	
5	10	182—221	206,6	
	68	170—234	—	190—200

*) Nd — numărul determinărilor

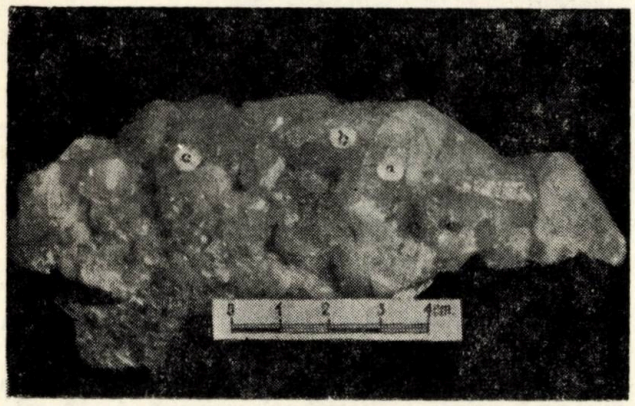


Fig. 5. Cristale de fluorină *a* în asociație cu calcita *b*, filonul Șalan, orizontul IV.

Spre deosebire de incluziunile fluide din calcită, acestea se caracterizează prin aceea că faza de vapori ocupă un volum relativ mai mare, raportat la cel al întregii cavități.

Rezultatele experimentale asupra temperaturii de omogenizare a incluziunilor, pe cristale, sînt trecute în tabela 3, iar limitele și mediile acestor temperaturi sînt date în tabela 4.

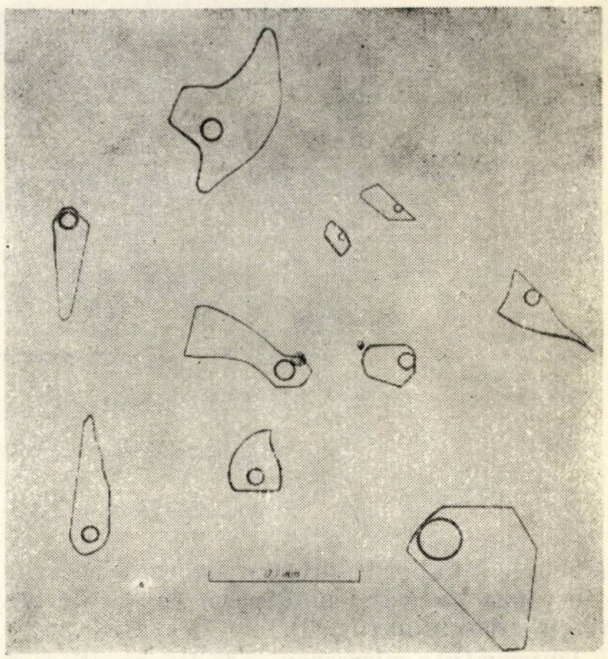


Fig. 7. Incluziuni fluide primare de diferite forme din cristalele de fluorină.

Histograma temperaturilor de omogenizare a incluziunilor fluide din fluorină arată că limitele sînt cuprinse între 198°C și 271 °C, iar maximul de frecvență între 220°C și 225°C (fig. 8).

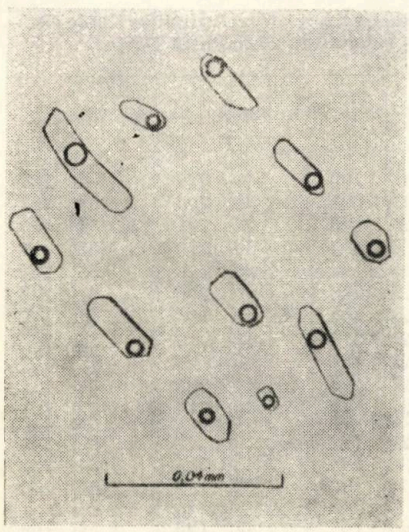


Fig. 6. Incluziuni fluide primare din cristalele de fluorină, zăcămîntul Herja.

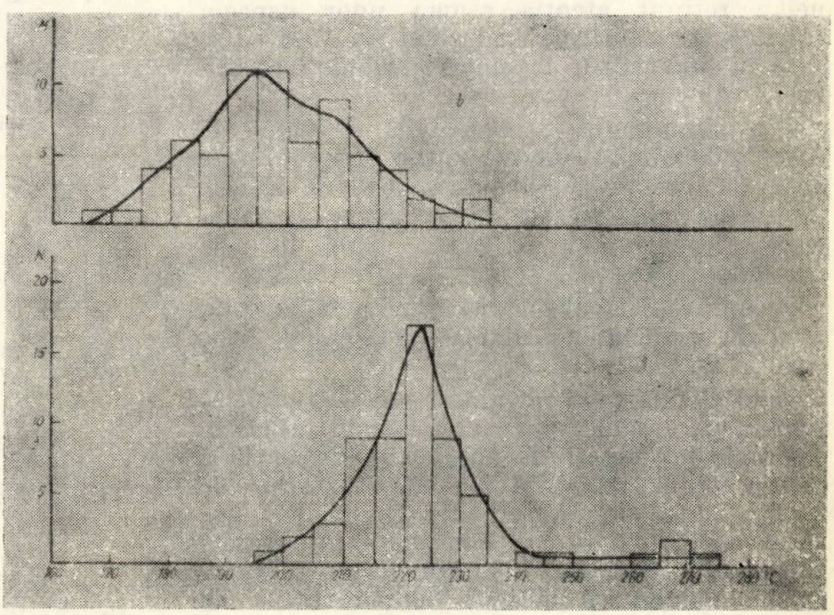


Fig. 8. Histogramele temperaturilor de omogenizare a incluziunilor fluide din fluorină *a* și din calcită *b*, filonul Șalan, orizontul IV.

Tabela 3

Temperaturile de omogenizare a incluziunilor fluide din cristalele de fluorină — zăcămîntul Herja

Nc	No	t°c	Nc	No	t°c	Nc	No	t°c	Nc	No	t°c
	1	221,5		16	225	1	31	226		46	214
	2	221		17	226		32	225		47	213
	3	232		18	226	3	33	246		48	206
	4	231		19	224		34	245		49	205
	5	231,5		20	224		35	269		50	223
	6	233		21	226		36	266	4	51	224
	7	231		22	225		37	271		52	221
	8	217		23	219		38	265		53	215
1											
	9	198		24	216		39	201		54	217
			1								
	10	215		25	221		40	216		55	218
	11	228		26	221		41	212		56	223
	12	229		27	224	4	42	215		57	214
	13	228		28	224		43	207		58	214
	14	227		29	215		44	206		59	224
	15	227		30	225		45	216		60	217
										61	215

C. Interpretarea statistică a temperaturilor de omogenizare a incluziunilor fluide din calcită şi fluorină

Suprapunînd curbele de frecvenţă a temperaturilor de omogenizare a incluziunilor fluide din cristalele de fluorină şi cele de calcită (fig. 9), se pot desprinde unele concluzii asupra temperaturilor de formare a asociaţiei de cristale de fluorină şi calcită.

Curbele de frecvenţă diferă la cele două minerale. La fluorină, curba este de tipul simetric cu o prelungire a braţului drept spre temperaturi mai ridicate. În schimb la calcită aspectul simetric al curbei se pune în evidenţă mai clar şi anume prin conturarea unor uşoare inflexiuni, atît pe braţiul stîng, cît şi pe cel drept.

Limitele temperaturilor de omogenizare ale incluziunilor pentru calcit sînt mai joase, între 170°C şi 234°C pe cînd în cazul fluorine

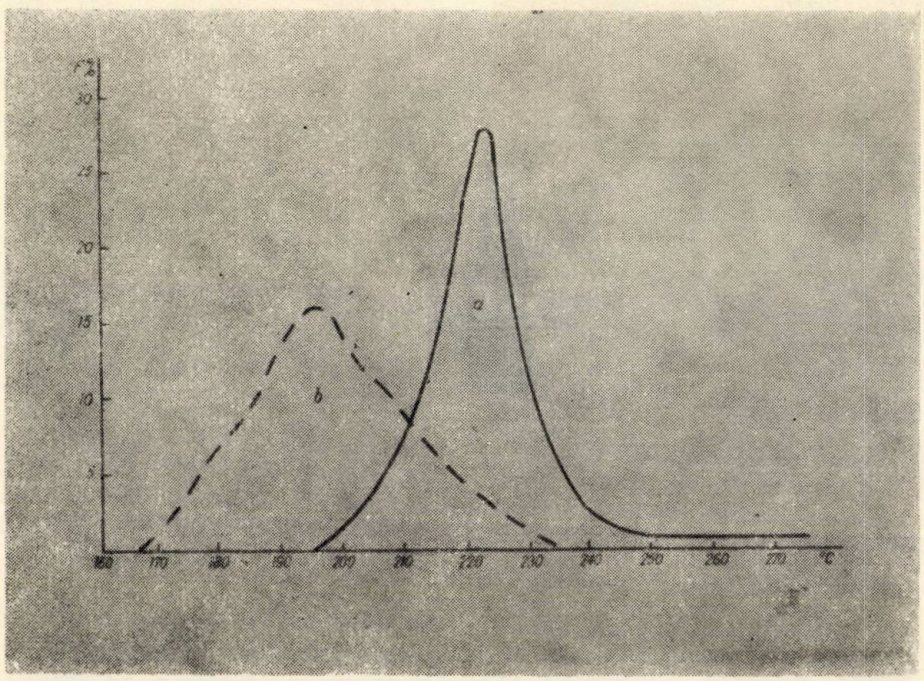


Fig. 9. Curbele de frecvenţă a temperaturilor de omogenizare a incluziunilor fluidului din fluorină *a* şi din calcită *b*.

Tabela 4

Limitele temperaturilor de omogenizare a incluziunilor fluide din fluorină, zăcămîntul Herja

Nc	Nd	Temperatura, °C		Maximum de frecvenţă, °C
		limite	media	
1	32	198—271	223,81	
3	6	245—271	260,33	
4	23	201—224	214,60	
	61	198—271		220—225

sînt cuprinse între 198°C şi 271°C. De asemenea, din diagramă rezultă o decalare a maximelor de frecvenţă a temperaturilor, de la un mineral la altul. La calcită, maximul de frecvenţă este cuprins între 190°C şi 200°C, iar la fluorină între 220°C şi 225°C.

Uşoara decalare a maximelor de frecvenţă a temperaturilor de la un mineral la altul arată că pe un interval apreciabil (195°C — 235°C) aceste două minerale au cristalizat la temperaturi analoge.

Din studiile macroscopice ale asociației fluorină-calcită și din analiza diagramei din figura 9 se observă o deplină concordanță cu privire la succesiunea de cristalizare a mineralelor precum și a temperaturii lor de formare. În această succesiune întîi a cristalizat fluorina care de altfel este acoperită de calcită (fig. 5), la temperaturi cu maximul de frecvență între 220°C și 225°C și apoi calcita la temperaturi mai joase, cu maximul de frecvență între 190°C—200°C.

Concluzii

Studiul de față a urmărit determinarea temperaturilor de cristalizare a calcitei (190°C—200°C pentru maximul de frecvență) și a fluorinei (220°C—225°C) din zăcămîntul hidrotermal Herja, care concordă în mare parte cu cele efectuate anterior pe cuarț.

Prezența cristalelor de calcită sub formă de romboedri cu fețe curbate ușor concave (tipul 1), precum și a cavităților cu incluziuni fluide (cu o singură fază lichidă) în aceste cristale, arată o legătură între habitusul cristalelor și temperatura lor relativ scăzută de cristalizare.

Rezultatele obținute dau indicații asupra relațiilor în care se găsesc asociațiile de minerale, precum și succesiunea de formare a mineralelor.

Aceste elemente pot servi ca indicații în cercetările mineralogice de laborator, precum și în cercetările de prospecțiuni și explorare.

Bibliografie

[1] Pomîrleanu, V. *Cercetări experimentale cu privire la temperatura de formare a cristalelor de cuarț din zăcămîntul hidrotermal de la Herja (regiunea Baia Mare).* Bul. St., secția geol.-geogr. Vol. II, 3—4, 1957.

[2] Savul, M. și Pomîrleanu, V. *Despre metoda de determinare a temperaturii de omogenizare a incluziunilor curgătoare.* Geochimia, nr. 3, 1958.

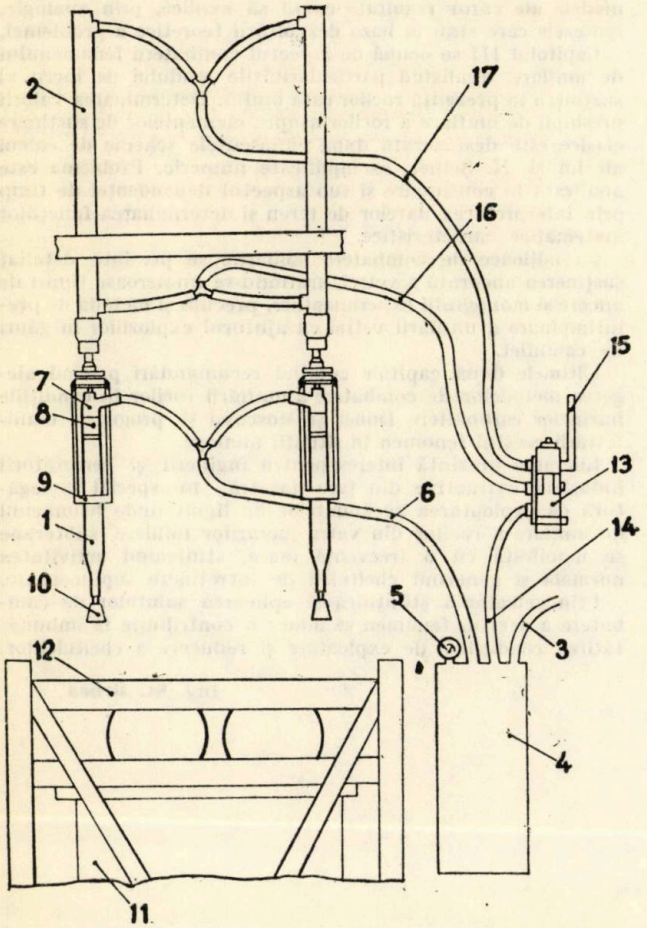
[3] Petrulian, S. N., *Étude chalcographique du gisement de Plomb et de Zinc de Herja (Transylvanie, Roumanie).* An. Inst. Geol. al Rom., vol. XVI, 1931.

INVENȚII

Dispozitiv de curățire a vagonetelor de mină

Invenția se referă la un dispozitiv pneumatic de curățire a vagonetelor de mină, în timpul descărcării lor, fără a provoca deteriorarea cutiilor.

În scopul protejării cutiei vagonetului, indiferent de tip, precum și pentru adaptarea la diverse instalații de descărcare,



invenția folosește două coloane telescopice, reglabile, prevăzute cu două ciocane pneumatice care sînt aduse în contact cu tampoanele vagoanetelor după ce au fost răsturnate și le izbesc, într-o cadență corespunzătoare, producînd prin vibrațiile născute, desprinderea materialului de pe pereți.

Pentru intrarea în funcție a ciocanelor pneumatice în mod automat, sub acțiunea greutății proprii, sînt prevăzute cu supape automate, la capetele de admisie care permit ciocanelor să se miște în jugurile de culisare.

Dispozitivul de curățire a vagonetelor de mină, conform invenției (v. fig.), se compune din două ciocane pneumatice *1*, fixate la capetele unor coloane telescopice *2*, independente, avînd posibilitatea de a regla poziția ciocanelor. Instalația este alimentată prin intermediul unei conducte *3* de la rețeaua de aer comprimat, care pătrunde într-un rezervor *4* de echilibrare, controlat printr-un manometru *5*. Din rezervorul *4*, o conductă flexibilă *6* alimentează ciocanele pneumatice *1*, prin niște supape automate *7*, care se închid și se deschid sub acțiunea greutății proprii a ciocanelor, fiind prevăzute cu un cap de admisie *8* și un jug de culisare *9*. La o extremitate a ciocanelor pneumatice *1*, se găsesc niște capete detașabile *10* (tampoane), care vin în contact cu tampoanele unui vagonet *11*, în timp ce este răsturnat de către un culbutor *12*.

Coloanele telescopice *2* sînt acționate cu ajutorul unui distribuitor *13*, care primește aerul comprimat de la rezervorul *4* printr-o conductă *14* și îl repartizează cu ajutorul unei manete *15* la alte două conducte flexibile *16* și *17*.

Punerea în funcțiune a instalației se realizează prin introducerea aerului comprimat de la distribuitorul *13* în conducta *17*, conducîndu-l la coloanele telescopice *2* care apropie cele două ciocane *1* de tampoanele vagonetelor *11*, după ce acestea au fost răsturnate de culbutorul *12*. Concomitent sînt alimentate cu aer comprimat și supapele automate *7* de la capetele de admisie *8*, provocînd funcționarea ciocanelor *1*.

Invenția prezintă următoarele avantaje :

— este de o construcție simplă și robustă, folosind piese și accesorii existente la utilajele miniere ;

— evită degradarea cutiilor de vagonete, prin acțiunea ciocanelor asupra tampoanelor care au o legătură elastică cu rama (șasiul) ;

— se poate adapta la diverse tipuri de vagonete, distanța dintre tampoane fiind aceeași, independent de tipul cutiei ;

— se adaptează la diverse tipuri de instalații de basculare a vagonetelor, fără a le modifica.

Ing. **M. Vrînceanu**

Brevet R.S.R. 45092
Titular Ministerul Minelor
Autori ing. Petru Clej
Eugen Tomonicska
Înregistrat 7.IX.1964
Publicat 7.II.1967
Clasificare 20 h, 8
Dosar O.S.I. 48492

Recenzii

Sonin, S. D., Şeihet, M. N., Cerneak, I. L. şi Lukicev, V. C. **Combaterea umflării rocilor în lucrările miniere**, Editura Nedra, Moscova 1966.

Una dintre problemele cele mai actuale din industria carboniferă — combaterea umflării rocilor în lucrările miniere, care apare la cele mai multe din minele tuturor bazinelor carbonifere din U.R.S.S., a constituit în ultimii ani obiectul unor numeroase cercetări de laborator şi lucrări experimentale în condiţii de producţie.

Importanţa acordată acestei probleme se datoreşte faptului că umflarea rocilor din vatra galeriilor de pregătire provoacă deranjamente serioase în desfăşurarea normală a activităţii de exploatare şi cheltuieli importante de întreţinere, iar pe de altă parte complexitatea fenomenului impune analizarea unui număr însemnat de factori care influenţează asupra declanşării şi desfăşurării acestui fenomen.

Cartea cuprinde 200 pagini, 31 tabele, 103 figuri şi 70 trimiteri bibliografice, fiind împărţită în 5 capitole:

— bazele fizico-mecanice ale proceselor de umflare a rocilor în lucrările miniere,
— cercetări experimentale,
— combaterea umflării rocilor în lucrările miniere,
— alegerea metodei de combatere a umflării,
— prognoza umflării.

În capitolul I, după ce sînt enumerate principalele cauze ale fenomenului, sînt trecute în revistă formulele teoretice care caută să determine valoric întinderea şi intensitatea umflării rocilor în jurul unei galerii, subliniind importanţa acelor formule care iau în considerare şi aspectul reologic al problemei.

Se analizează factorii care influenţează asupra timpului de apariţie a umflării şi a intensităţii acesteia, dependenţa dintre caracteristicile geologice-miniere şi starea de tensiuni a rocilor argiloase. Particularităţile geologice-petrografice ale argilelor şi cifrele care caracterizează proprietăţile fizice ale acestora sînt evidenţiate printr-o serie de diagrame sugestive. Analizarea legăturii dintre intensitatea umflării, poziţia lucrărilor în raport cu abatajele active şi dimensiunile pilierilor, ţinînd seamă de factorul timp duce la punerea în evidenţă a rolului pe care îl joacă viteza de abatare şi modul de desfăşurare a pregătirilor.

Capitolul II cuprinde rezultate ale muncii de cercetare desfăşurată în subteran şi laborator. Datele de teren reprezintă măsurători în timp ale umflării vetrei, ţinînd seama de factorii cauzali. În laborator au fost efectuate încercări pe modele ale căror rezultate caută să explice, prin analogie, ipotezele care stau la baza dezvoltării teoretice a problemei.

Capitolul III se ocupă de aspectul combaterii fenomenului de umflare, analizînd particularităţile modului de lucru al susţinerii în prezenţa rocilor care umflă. Determinarea valorii presiunii de umflare a rocilor asupra elementelor de susţinere clasice este desfăşurată după cunoscutele scheme de calcul ale lui M. N. Şeihet, exemplificate numeric. Problema este analizată în continuare şi sub aspectul dependenţei de timp prin interpretarea datelor de teren şi determinarea funcţiilor matematice caracteristice.

Ca mijloace de combatere moderne se prezintă detaliat susţinerea ancorată a vetrei, arătîndu-se numeroase tipuri de ancore şi monografii experimentate, precum şi metoda de preîntîmpinare a umflării vetrei cu ajutorul exploziilor în găuri de camuflet.

Ultimele două capitole cuprind recomandări privind alegerea metodelor de combatere a umflării rocilor în condiţiile bazinelor carbonifere Donеţ şi Moscova şi prognoza manifestării acestui fenomen în situaţii analoge.

Lucrarea prezintă interes pentru inginerii şi cercetătorii industriei extractive din ţara noastră, în special în legătură cu exploatarea zăcămintelor de lignit unde fenomenul de umflare a rocilor din vatra lucrărilor miniere subterane se manifestă cu o frecvenţă mare, stînjenind activitatea normală şi generînd cheltuieli de întreţinere suplimentare.

Prin cercetarea ştiinţifică şi aplicarea soluţiilor de combatere a acestui fenomen se aduce o contribuţie la îmbunătăţirea condiţiilor de exploatare şi reducere a cheltuielilor.

Ing. **St. Benea**

DOCUMENTARE

Hubert, J. **Studiul şi aplicarea industrială a procedeului SECCAM de transport continuu prin canalizare mobilă,** Annales des Mines, nr. 3, 1967.

Articolul tratează pe larg cîteva aspecte (viteza ramelor de transport, capacitatea lor, sistemele de acţionare, lungimea lor şi sistemele de întoarcere la capetele circuitelor) ale noului sistem de transport cunoscut sub denumirea de SECCAM. Se descriu staţiile pilot de la Aubigny sur Nère (Franţa), funcţionarea instalaţiei puse în funcţiune la Poro (Noua Caledonie), instalaţia în construcţie la Nirgua.

Principalele date pentru cele două instalaţii de la Poro (lungimea 4 km, panta 270‰, denivelare 250 m, debit 800 t/h) şi Nirgua (lungime 23 km, panta maximă 400‰, denivelarea maximă 500 m, debitul 500 t/h).

Sistemul SECCAM, în special pentru galeriile cu pante mari şi variabile şi pentru transportul la suprafaţă pe zone cu denivelări, prezintă avantajul faţă de toate sistemele clasice de transport a unui preţ de cost pe tona transportată redus cu circa 50%.

* * * **Îmbogăţirea pe cale fizică a minereurilor din Lorena,** Annales des Mines, nr. 2, 1957.

Articolul prezintă în sinteză lucrarea lui M. Boucraut şi Toth. „Dezvoltarea pe scară semiindustrială a I.R.S.I.D. prin ciur magnetizant" prezentată la Congresul anual al Secţiei de preparare a minereurilor din industria minerală în decembrie 1966.

Se descrie schema unui cuptor cu ciur magnetizant în fluidizare care, lucrînd cu minereu mărunt (0—1 mm) de fier calcaros sau silicos, cu conţinuturi scăzute, realizează concentrate cu un conţinut de 55% Fe şi o recuperare de 75—80%. Se utilizează tensiune joasă.

Pe scară semiindustrială s-au obţinut producţii de 3 t de concentrate pe oră şi metru patrat de cuptor pentru minereuri cu granulaţia 0—1 mm şi 6 t pe oră şi metru patrat de cuptor pentru minereuri cu o granulaţie de 0,3 — 3 mm.

Monsaingeon, M. T. **Uzina de aluminiu din Grecia,** Annales des Minés, nr. 3, 1967.

În iunie 1966 a intrat în funcţiune în Grecia uzina de aluminiu amplasată în zona golfului Corint cu o producţie anuală de 200 000 t alumină şi 75 000 t aluminiu.

Materia primă este asigurată de zăcămintele de bauxită din regiunea Parnas.

Zăcămintele de bauxită sînt dispuse în Grecia pe trei zone :

— pînza exterioară a munţilor Dinari, zăcăminte cantonate între cretacic şi eocen. Se cunosc zăcămintele din eocenul mediu, care însă nu prezintă valoare industrială ;

— zona internă (subpelagoniană, pelagoniană şi Vardar), datorită tectonizărilor puternice, nu a permis conservarea unor zăcăminte mari. În general, printre numeroasele zăcăminte mici, mai mult interes prezintă zăcămîntul din Eubea şi un mic zăcămînt din insula Amorgos ;

— zona Parnas, care se continuă în Jugoslavia în zona Marelui Carst, este zona cea mai bogată în bauxită din Grecia şi Jugoslavia. Zăcămintele din această zonă sînt cantonate în trei orizonturi.

Rezervele sigure şi probabile se ridică la cîteva zeci de milioane de tone.

În prezent se exploatează prin cariere cîteva zăcăminte mai importante. Se prevede un program de extindere a lucrărilor în subteran.

Articolul tratează şi alte aspecte legate de producerea aluminiului.

* * * **Perspectivele economice ale energiei de origină nucleară,** Mines et Métallurgie, nr. 2, 1967.

Situaţia generală a energiei electrice din Franţa, la începutul anului 1966, se prezenta astfel : puterea instalată 800 mil. kW din care 3/4 în centrale termice. Se apreciază la 2 300 mil. kW putere instalată în anul 1980 şi la 5 500 — 7 500 mil. kW aceea din anul 2 000.

Evoluţia centralelor atomice arată că Anglia şi Franţa, care utilizează reactori răciţi printr-un gaz au produs mai mulţi kWh decît toate celelalte tipuri de reactoare la un loc.

Preţul de cost al energiei produse prin acest sistem s-a redus în ultimii ani la jumătate, ajungînd la acel al centralelor termice obişnuite. Urmare perfecţionărilor în curs de realizare, preţul de cost al energiei produse de centralele nucleare va scădea din nou cu circa 25%.

În prezent sînt în funcţiune pe glob 25 de mari uzine electrice nucleare la care se vor adăuga încă 25 în construcţie, totalizînd o putere de circa 25 mil. kW. De asemenea, în perioada 1970—1975, pe baza proiectelor în studiu, puterea instalată în centralele atomoelectrice va creşte cu încă circa 25 mil. kW.

Se apreciază că puterea instalată în centralele atomoelectrice se va situa în anul 1980 între 200 şi 250 mil. kW sau 10% din puterea totală instalată pe glob.

Rezervele exploatabile de uraniu vor acoperi cerinţele mult peste anul 1980. Punerea la punct a supragenératoarelor cu neutroni rapizi va multiplica rezervele de energie pe bază de uraniu.

Pe baza ritmului actual de dezvoltare se aprciază că în anul 2 000 centralele atomoelectrice vor însuma circa 3—4 miliarde kW instalaţi, sau circa 50% din puterea total instalată pe glob.

* * * **Punerea în funcţiune a carierei de la Welzow-Sued din R.D.G.,** Mines et Métalurgie, nr. 2, 1967.

Într-o scurtă notă se prezintă punerea în exploatare a carierei de lignit de la Welzow-Sued din departamentul Cottbus. Cariera dispune de o rezervă de 600 mil. tone, iar cîmpul minier se întinde pe o suprafaţă de 57 km² dînd o producţie de 28 mil. tone pe an. Înălţimea copertei de 70 —80 m impune descopertarea a circa 150 mil. m³ steril pe an.

În prezent în R.D.G. există în funcţiune 40 de mine şi cariere care produc 260 mil. tone anual.

* * * **Procedeul Burstlein-Longwy-Soeaco de preparare selectivă şi petrografică a cărbunelui prin cocsificare,** Mines et Métallurgie, nr. 2, 1967.

Articolul prezintă ultimele realizări ale acestui procedeu şi stadiul de evoluţie tehnică la care s-a ajuns în anul 1966. Se dă o descriere succintă a principalelor aparataje noi utilizate (ciururi electrice necolmatabile, concasoare cu percuţie reversibile şi intensitate de concasare variabilă şi malaxorul multidivergent).

Datorită progreselor înregistrate comparativ cu anul 1961, se scoate în evidenţă că pentru o producţie de 5 000 t/zi cărbune de cocs, suprafaţa construită s-a redus de la 980 la 265 m². Suprafaţa ciururilor (pe unitate) a crescut de la 6 la 20 m². Investiţiile necesare s-au redus cu circa 50%, consumul de energie cu 40%. Întreaga instalaţie este complet automatizată.

Noel, R. **Tehnica recentă în cercetarea cocsificării,** Annales des Mines de Belgique, nr. 1, 1967.

Plecînd de la cercetările şcolii ruse (Amosov), care a deschis o nouă cale în utilizarea petrografiei în controlul industrial al fabricării cocsului, autorul descrie ultimele rea-

izări în aparatura care permite analizarea rapidă a compoziției cărbunelui și a cocsului în diferitele etape ale fabricării.

Se dau cîteva exemple de analizare pe baza utilizării puterii de reflectare a cărbunelui și exemple de progrese realizate în cercetarea pe acest principiu în S.U.A.

L i m p a c h, R. **Cocsul. Probleme ale utilizării sale în furnalele înalte**, Annales des Mines de Belgique, nr. 1, 1967

Autorul tratează problema rezistenței și granulometriei cocsului, reactivitatea cocsului, utilizarea de cocsuri speciale în furnalele înalte, precum și înlocuirea cocsului prin alți reductori în furnalele înalte (injectarea de țiței, injectarea de cărbune praf și țiței, injectarea de gaze de furnal sau gaze naturale și țiței etc.).

Se face o sinteză a referatelor prezentate pe această temă la sesiunea a II-a a Congresului internațional din anul 1966, care s-a ținut la Charleroi (Belgia) pe tema *Cocsul în siderurgie*.

L e d e n t, P. **Perspectivele dezvoltării cocsificării continue în pat de nisip fluidizat**, Annales des Mines de Belgique, nr. 1, 1967.

Se descrie principiul cocsificării continue. Aglomeratele de cărbune trec printr-o incintă închisă, a cărei parte inferioară este constituită dintr-un grătar sau o placă ceramică cu porozitate corespunzătoare, care suportă un pat de nisip de 60—70 cm fluidizat intermitent prin suflarea de fum de gaz sau de vapori. Dispozitivul este completat cu un grătar care separă patul de nisip de aglomeratele de cărbune. Printr-un sistem de sasuri se asigură funcționarea continuă. Prin acest procedeu simplist se realizează o semicocsificare rapidă la temperaturi pînă la 550°. Prin ridicarea progresivă a temperaturii (600—800°) se obține cocsificarea corespunzătoare.

Se descriu avantajele procedeului, alegerea cărbunilor și programul de dezvoltare.

L e d e n t, P. și B u r t o n G. **Fabricarea cocsului în siderurgie**, Annales de Mines de Belgique, nr. 1, 1967.

Articolul prezintă o sinteză a comunicărilor prezentate la sesiunea I a Congresului internațional pe tema *Cocsul în siderurgie* de la Charleroi (1966).

Se descriu unele noi procedee de cocsificare, precum și noutăți în fabricarea clasică.

Dintre noile procedee de fabricare a cocsului se descriu trei scheme și anume :

S c h e m a I-a

— producerea de cocs fin sau utilizarea cocsului fin rezultat de la producerea cocsului prin procedee clasice ;
— aglomerarea la temperaturi joase (+ 80°) ;
— oxidarea aglomeratelor la temperaturi de circa 300° ;
— tratarea finală la temperaturi înalte în cazul în care produsul obținut prin oxidare nu a atins caracteristicile necesare pentru utilizarea în furnalele înalte.

Această schemă este dezvoltată la scara pilot (5 t/h) de societatea americană F. M.C. (Wyoming) și stația de încercări Berwerksverband (R.F.G.). și la scara industrială în R. P. Polonă (220 000 t/an), fiind prevăzută și extinderea capacității.

S c h e m a a II-a

— semicarbonizarea cărbunelui fin ;
— aglomerarea la cald fără liant (420—440°) ;
— carbonizarea aglomeratelor pînă la temperaturi finale de 800—1 000°C.

Schema este în curs de dezvoltare în S.U.A., Anglia și R.F.G.

Este de remarcat că încercările efectuate în Anglia se fac cu cărbuni cu indice ridicat de materii volatile, cu calități mijlocii sau slabe de aglutinare.

Aglomeratele obținute pot fi utilizate și drept cărbune defumat.

S c h e m a a III-a

— aglomerarea cărbunelui la rece sau temperaturi joase cu sau fără liant ;
— carbonizarea pînă la temperaturi finale de 800—1 000°C.

Schema a III-a este studiată în R.F.G., Australia și Belgia.

Dintre noutățile privind procedeele clasice de fabricare a cocsului se tratează creșterea productivității, caracteristicile încărcăturilor în cuptoarele de cocsificare, automantizarea, capacitatea furnalelor, reducerea poluării atmosferei, granulometria cocsului, extinderea gamei de cărbuni utilizabili în fabricarea cocsului, calitatea și problema subproduselor rezultate la fabricarea cocsului.

L a b a s s e, A. **Presiunea terenului în minele de huilă**, Annales des Mines de Belgique, nr. 1, 1967.

Se tratează problema influenței presiunilor asupra susținerii din galeriile de pregătire și abataj pentru o serie de mine adînci, cu strate subțiri din cadrul Comunității Europene a Cărbunelui și Oțelului.

Se analizează comportarea susținerii pentru cazul săpării galeriilor pe strat, în acoperiș și în culcușul stratului și influența exploatării în avans sau în retragere asupra susținerii. Autorul ajunge la concluzia, pentru cazurile prezentate, că susținerea în cadre de lemn dispuse pe tălpi de lemn, deși costă inițial cu circa 50% mai mult ca susținerea metalică, în final, datorită cheltuielilor mult mai reduse de întreținere, conduce la un preț de cost mai redus.

REVISTA MINELOR organ al Ministerului Minelor și al Consiliului Național al Inginerilor și Tehnicienilor din Republica Socialistă România — Redacția și administrația, București, str. General Budișteanu nr. 11 bis, Raionul 16 Februarie, telefon 15.15.40. Revista este editată de Oficiul de documentare și publicații tehnice al Ministerului Minelor. Abonamentele se fac la administrația revistei. Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinetele tehnice în contul nostru de virament 024002. B.N. a Republicii Socialiste România, Filiala 30 Decembrie. Tarif pentru întreprinderi : 100 lei anual ; tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri : 30 lei anual. Costul unui exemplar 5 lei. Tiparul I. P. „Informația", str. Brezoianu 23—25, București, c. 5495

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XVIII Nr. 7 IULIE 1967

СОДЕРЖАНИЕ

Габриан, В. *Методы разработки большой производительности, применяемые в бассейне Бая Маре* (IV).

Метод разработки мощных жил с магазинированием руды, короткими панелями и наклонными слоями с поперечной выемкой полосами (ч. II).

Глодяну, Е. *К вопросу установления области экономического применения различных паспортов металлического крепления забоев 3-го пласта бассейна Валя Жиулуй* (II).

Михайлович, Н. *Ритм разработки запасов и оптимальная производительность рудников.*

Обзор вопросов, связанных с определением ритма разработки запасов. Рассматриваются критерии, которые необходимо принять во внимание при установлении оптимальной производительности рудника, отмечается необходимость комплексного подхода к этой задаче.

Влад, П. и Гуран, М. *Использование запасов железной руды и его экономичная эффективность* (I).

Томуш И. *Гипотеза критических точек при установлении причин самовозгорания углей в горных выработках.*

Помырляну, В. и Петреуш, И. *Новые данные по вопросу геотермометрии гидротермального месторождения Хержа.*

Приводятся результаты, полученные при измерении температур образования кальцита и плавикового шпата месторождения Хержа-Бая Маре.

Изобретения

Документация

CONTENTS

Gabrian, V. *Higher productivity method of working, applied at the Baia Mare metal mines* (IV)

The paper describes the shrinkage method applied in thick and very thick veins in short panels, and also with inclined faces in transversal slices (part. II)

Glodeanu, E. *Contributions towards establishing the economical field of application of various metallic support schemes, in longwall faces in nr. 3 seam in the Jiu Valley* (II).

Mihailovici, N. *The rate of working out mineral reserves and the optimum capacity of the mines.*

The paper presents a synthesis on the problem of determining the working rate of reserves. The criterions to be taken into account are examined to ascertain the optimum capacity of output of a mine, stressing on the necesity to examine the problem in a multilateral way.

Vlad, P. and Guran, M. *Turning to account iron ore reserves and their economical efficiency* (I)

The author suggests the optimum field of application of various support schemes and their economic aspect in longwall faces of nr. 3 seam of the Jiu Valley coal basin.

Tomuş, I. *The hypothesis of critical points, in establishing the causes of spontaneous ignition in the sides of coal mine headings.*

The author presents his own hypothesis regarding the self ignition of coal in nests at Lonea mine in the Jiu Valley coal basin.

Pomîrleanu, V. and Petruş, I. *New data on the geothermometry of the hydrothermal deposit from Herja.*

The authors present the results obtained by measuring the formation temperature of calcite and fluorine from Herja deposit — Baia Mare district.

Inventions

Documentary

INHALT

Gabrian, V. *Abbaumethoden erhöhter Produktivität im Bergbaugebiet Baia Mare* (IV).

Die Abbaumethode der mächtigen und sehr mächtigen Gänge : Magazinban mit Kurzen Pfeilern einfallenden Scheiben und Querstreben (II. Teil).

Glodeanu, E. *Beitrag zur Bestimmung des wirtschaftlichen Bereiches der in den Strebbauen des Flözes 3 im Iiutaler Kohlenbecken angewandten Monographien für stählernen Ausbau (II).*

Im Artikel wird der optimale Anwendbarkeitsbereich und die Wirtschaftlichkeit verschiedener Ausbaurten in den Strebbauen des Flözes 3 der Jiutaler Gruben behandelt.

Mihailovici, N. *Der Abbaurhytmus der Lagerstättenvorräte und die optimale Förderkapazität der Grubenbetriebe.*

Der Aufsatz behandelt in Form einer Synthese das Problem der Bestimmung des Abbaurhytmusses der Lagerstättenvorräte und untersucht.

— die Gleichwertigkeit der hauptsächlichsten analytischen Methoden, welche von wirtschaftlichen Gesichtspunkten ausgehend optimale Lösungen ergeben ;

— die Gesichtspunkte welche bei der Bestimmung der optimalen Förderkapazität einer Grube in Betracht zu ziehn sind.

Gleichzeitig wird die Notwendigkeit hervorgehoben dieses Problem in seiner Gesamtheit zu untersuchen.

Vlad, P, und Guran, M. *Die Verwertung der Bodenschätze von Eisenerzen und deren wirtschaftlicher Wirkungsgrad* (I).

Tomuş, I. *Die Hypothese der kritischen Punkte bezüglich der Bestimmung der Ursachen der in den Ulmen der Grubenbauten entstehenden Selbstentzündung der Kohle.*

Es wird eine Hypothese des Verfassers bezüglich der in Form von Brandnestern eintretenden Selbstentzündung der Kohle bei des Grube Lonea im Jiutale dargelegt.

Pomîrleanu, V. und Petreuş, *I. Neue Daten bezüglich der Geothermometrie der hydrothermalen Lagerstätte* von Herja.

Im Aufsatz verden die Ergebnisse der Temperaturmessungen bei der Bildung von Kalzit und Flussspat in der Lagerstätte der Grube Herja behandelt.

Erfindungen

Dokumentation

SOMMAIRE

Gabrian, V. *Méthode d'exploitation à haute productivité appliquées dans le bassin minier de Baia Mare (IV).*

La méthode d'exploitation par chambre-magasin, en panneaux courts, par tranches inclinées dépilées transversalement appliquée dans la cas des filons de grande et très grande puissance.

Glodeanu, E. *Contributions à la détermination du domaine économique d'application des différentes monographies de soutènement métallique dans les tailles chassantes de la veine 3 de Valea Jiului (II).*

L'auteur se propose de préciser le domaine optimal d'application des différents systèmes de soutènement métallique, ainsi que l'économie de ceux-ci, dans les tailles chassantes de la veine 3 du bassin charbonnier de Valea Jiului.

Mihailovici, N. *Le rythme d'épuisement des réserves et la capacité optimale de la production des mines.*

On présente une synthèse du problème de la détermination du rythme d'épuisement des réserves, en mettant en évidence l'équivalence qui existe entre les principales méthode analytiques pour préciser la solution optimale, partant des éléments d'appréciation économique. On examine ensuite les principes qui doivent être envisagés pour la détermination de la capacité optimale de la production d'une mine, en soulignant la nécessité d'un examen complexe de ce problème.

Vlad, P. et Guran, M. *La mise en valeur des ressources de minerai de fer et son efficience économique (II).*

Tomuş, I. *L'hypothèse des points critiques dans la détermination des causes qui provoquent l'auto-inflammation du charbon abandonné dans les parois des travaux miniers.*

L'auteur expose son hypothèse concernant l'auto-inflammation du charbon sous forme de poches, à la mine de Lonea, Valea Jiului.

Pomîrleanu, V. et Petreuş I. *Nouvelles données sur la géothermométrie du gisement hydrothermal de Herja.*

Sont présentés les résultats acquis par le mesurage des températures de formation de la calcite et de la fluorine du gisement de Herja.

Inventions

Documentation

combinatul carbonifer VALEA JIULUI

1967 AUG

Turnul de extracție E. M. Aninoasa

E 1433

8

AUGUST
1967
VOLUMUL XVIII

REVISTA MINELOR

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XVIII Nr. 8 1967

CUPRINS

* * *	**Ziua minerului**	329—330
Almăşan, B.	**Ridicarea eficienţei economice a întregii activităţi — preocupare centrală pentru toate întreprinderile şi exploatările industriei miniere**	331—337
Voina, V. şi *Arabagian, O.*	**Căile de sporire a eficienţei economice în industria minieră**	338—341
Dobre, Gh. şi *Silaşi, I.*	**Studiul reţelei optime şi eficienţa economică a lucrărilor geologice în explorarea zăcămintelor de substanţe minerale utile solide (I)**	342—349
Grigore, I.	**Îmbunătăţirea eficienţei în activitatea geologică**	350—352
Vlad, P.	**Problema eficienţei economice a cercetărilor miniere**	353—356
Gabrian, V. şi *Bodiu, A.*	**Realizări şi perspective de creştere a eficienţei economice în exploatările miniere ale Combinatului minier Baia Mare**	356—358
Iliescu, Gh. şi *Mihuţ, Gh.*	**Realizări şi perspective de creştere a eficienţei economice în exploatările miniere ale Combinatului carbonifer Valea Jiului**	358—362
Ilie, P.	**Desorbţia selectivă a oleatului de sodiu**	363—368
Heidinger, Al. Ludman, T. şi *Caza, A.*	**Combaterea zgomotului la ciocanul perforator CP-24**	369—374
RECENZIE		
ŞTIRI		

COMITETUL DE REDACŢIE

Conf. ing. LUBENESCU DAN, laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BÎRSAN TRAIAN, redactor responsabil adjunct; ing. ANTON PETRE; ing. BĂLTĂREŢU RAUL; geol. GURĂU ANDREI; prof. dr. docent HUBER PANU ION, membru corespondent al Academiei Republicii Socialiste România; ing. MILIŢESCU ERACLE; ing. MOGHIOROŞ EMERIC; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. POPESCU GABRIEL; ing. SCRIPĂŢ VASILE, ing. ŞONCODI CORIOLAN; ing. VALVARIC NICOLAE

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XVIII — Nr. 6 — 1967

CUPRINS

Vlad, Z. — Noi mineruri . . . . . 329—330

Ghidiu, M. — Măsurile eficienței economice a interesului material — precondiție esențială pentru buna funcționare și exploatare industrială minieră . . . . . 331—337

Vrînceanu, V. și Arvinteanu, G. — Căile de sporire a eficienței economice în industria minieră . . . . . 338—341

Dobre, Gh. și Stănel, I. — Situația rezervelor optime și eficiența economică a lucrărilor geologice în explorarea zăcămintelor de substanțe minerale solide (I) . . . . . 342—349

Cotoară, A. — Îmbunătățirea eficienței în activitatea geologică . . . . . 350—352

Vlad, Z. — Probleme eficienței economice a cercetărilor miniere . . . . . 353—356

Cobzaru, V. și Dumitru, A. — Mențiuni și perspective de creștere a eficienței economice în exploatările miniere ale Combinatului minier Valea Jiului . . . . . 356—357

Pleșcan, Gh. și Mihuț, Gh. — Realizări și perspective de creștere a eficienței economice în exploatările miniere ale Combinatului carbonifer Valea Jiului . . . . . 358—362

Lupu, P. — Diagrafia selectivă a oleatului de sodiu . . . . . 363—368

Mărăcineanu, M. Ludman, T. și Cazan, A. — Cimentarea zonelor de circulație preferată (I-a) . . . . . 369—374

RECENZII

ŞTIRI

COMITETUL DE REDACŢIE

Conf. ing. ILIE NEGUCIOIU, membru al Academiei Republicii Socialiste România, redactor responsabil; ing. MIRCEA TRAIAN, redactor responsabil adjunct; ing. ANTON PETRE; ing. RAIA TĂRĂȚEANU; prof. GURĂU ANDREI; prof. dr. docent REUBEN PAUNION; membru corespondent al Academiei Republicii Socialiste România; ing. MILITESCU ERACLE; ing. NOGHINOPOS DEMETRIE; ing. NEAGU FLORICA; prof. dr. ing. POPA VIRON; ing. POPESCU GABRIEL; ing. SCHEPAȚ VASILE; ing. SONCODI CORIOLAN; ing. VALVARIC NICOLAE

REVISTA MINELOR
ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA
ANUL XVIII Nr. 8 1967

Ziua minerului

Întregul nostru popor cinsteşte munca plină de abnegaţie a celor ce scot din adîncuri bogăţiile ţării — minerii patriei noastre — sărbătorind în fiecare an, în prima duminică după 6 august, Ziua minerului, în amintirea eroicelor lupte greviste de la Lupeni din august 1929, lupte ce au aşezat minerii în primele rînduri ale mişcării muncitoreşti revoluţionare din ţara noastră .

Glorioasele tradiţii de luptă ale minerilor patriei noastre îşi găsesc azi expresia în îndeplinirea cu succes a măreţelor sarcini trasate de Partidul Comunist Român pentru construcţia economică a ţării, traducînd în fapt una din ideile principale ale politicii economice a partidului nostru potrivit căreia, dezvoltarea economiei naţionale are la bază în primul rînd mobilizarea forţelor proprii şi valorificarea maximă a resurselor materiale interne de care dispunem.

Anul acesta sărbătorirea Zilei minerului are loc în plin avînd pentru traducerea în viaţă a Directivelor celui de-al IX-lea Congres al P.C.R. cu privire la dezvoltarea economiei naţionale pe perioada 1966—1970.

Sarcinile de plan pe anul 1966 ce au revenit industriei miniere au fost îndeplinite cu succes.

Primul semestru al anului 1967 s-a încheiat, de asemenea, cu un rodnic bilanţ, volumul planificat al producţiei globale pe ansamblul industriei miniere fiind realizat în proporţie de 103,2%, dîndu-se peste plan cantităţi importante de cărbuni (peste 175 mii tone), fier în minereu marfă (circa 24 mii tone), minereuri neferoase şi nemetalifere ; planul de investiţii total pe industria minieră în primele 6 luni s-a realizat faţă de planul anual în proporţie de 50,1% ; productivitatea muncii industriale s-a realizat pe sem. I în proporţie de 104,8%, iar volumul economiilor pe această perioadă se ridică la peste 78 mil. lei.

Realizările de pînă în prezent sînt dovada realismului prevederilor actualului plan cincinal şi constituie o garanţie a realizării sarcinilor cantitative prevăzute ce vor asigura majoritatea necesităţilor de materii prime ale economiei naţionale.

Pe această linie, sarcinile prevăzute în Directive capătă o importanţă deosebită.

În anul 1970 industria minieră va extrage şi valorifica peste 42 mil. tone de substanţe minerale solide — cărbuni, minereuri feroase şi neferoase, substanţe nemetalifere, roci utile şi sare — ceea ce va reprezenta de circa 1,6 ori nivelul realizat la finele şesenalului sau de 10,5 ori nivelul anului 1938. Pînă în anul 1970 vor fi construite şi date în funcţiune 19 unităţi noi — mine şi cariere — cu capacităţi mari de producţie şi dotate la nivelul tehnicii mondiale. Pentru realizarea întregului program de dezvoltare a industriei miniere în acest cincinal au fost alocate fonduri de peste 14 miliarde lei.

Prin prisma acestor sarcini este de subliniat faptul că lucrătorii industriei noastre miniere, pe baza indicaţiilor date de partid, se găsesc în prezent antrenaţi într-o largă acţiune pentru ridicarea calitativă a întregii lor activităţi.

În legătură cu aceasta, tovarăşul Nicolae Ceauşescu, Secretar General al Partidului Comunist Român, la Plenara C.C. al P.C.R. din 21—23 decembrie 1966, la care s-a dezbătut planul şi bugetul de stat pe anul 1967, a arătat :

... „Am ajuns astăzi la un asemenea stadiu de dezvoltare, încît mersul nostru înainte este condiţionat de ridicarea calitativă a întregii activităţi economice. În industrie am obţinut an de an un ritm înalt de creştere a volumului producţiei. Trebuie să trecem acum — paralel cu dezvoltarea în continuare din punct de vedere cantitativ a producţiei — la o etapă nouă, calitativ superioară a întregii activităţi industriale".

Pentru industria noastră minieră, în cadrul căreia capacităţile de producţie actuale şi de viitor sînt asigurate prin planurile stabilite şi măsurile luate, indicaţiile date de partid privind creşterea eficienţei economice sînt deosebit de actuale, cu atît mai mult cu cît activitatea ramurii noastre are încă o rentabilitate scăzută atît pe ansamblu cît şi pe unele produse miniere în parte.

Principalele căi, spre care sînt îndreptate în prezent eforturile tuturor lucrătorilor din industria minieră în cadrul acestei acțiuni, sînt :

— creșterea producției îndeosebi pe baza creșterii producției medii pe abataj, deci prin intensificarea exploatării liniilor de front, fapt ce conduce la concentrarea extracției în subteran și implicit la o importantă creștere a productivității muncii ;

— organizarea științifică a producției și a muncii, în scopul unei mai eficiente utilizări a timpului de lucru și a efectivelor existente ;

— extinderea mecanizării și creșterea gradului de utilizare a utilajelor. Pe această linie se prevede extinderea mecanizării încărcării la înaintari pînă în anul 1970 la 50% în ramura cărbune și 60% în ramura minereuri și, de asemenea, creșterea gradului de mecanizare a tăierii și încărcării cărbunelui în abatajele cu front lung la 19% (față de 5,2% în 1965) și extinderea susținerii metalice a abatajelor frontale în proporție de 50% ;

— reducerea consumului de materiale și energie, în special a lemnului de mină, material cu largi posibilități de valorificare în economia națională ;

— îmbunătățirea continuă a tehnologiilor de lucru la exploatarea și prepararea substanțelor minerale, cu accent deosebit asupra acelora care conduc la produse calitativ superioare și la rezultate economice mai bune ;

— reducerea continuă a diluției cu steril și a pierderilor, în scopul unei mai bune valorificări a resurselor naturale de care dispunem și pentru obținerea unor rezultate economice mai bune datorită efectelor complexe pe care le determină ;

— îmbunătățirea calitativă a utilajelor și pieselor de schimb, în scopul obținerii unor performanțe superioare în exploatare cu îmbunătățirea corespunzătoare a randamentelor și pentru reducerea metalului consumat (în special în instalațiile de preparare) ;

— asimilarea în producția de serie a unor noi și moderne tipuri de utilaje specifice miniere, cu performanțe de nivel mondial ;

— îmbunătățirea activității de cercetare, îndeosebi în domeniul metodelor de exploatare și al mecanizării și automatizării procesului de extracție subteran ;

— creșterea eficienței lucrărilor de exploatare atît pe linia reducerii costurilor specifice, cît și pe linia creșterii gradului de precizie în cunoașterea caracteristicilor zăcămintelor și în interpretarea datelor geologice ;

— îmbunătățirea sistemului de stimulare materială astfel încît accentul să fie pus pe ridicarea calitativă a producției, cale pe care se pot obține rezultate economice favorabile ;

— promovarea curajoasă a tehnicii noi, a soluțiilor tehnice care țin pasul cu dezvoltarea tehnicii miniere și de preparare pe plan mondial, simultan cu dezvoltarea interesului cadrelor la toate nivelele pentru aplicarea lor în practică.

Acțiunea ce se desfășoară în prezent pentru creșterea productivității muncii, lichidarea pierderilor planificate, reducerea cheltuielilor de producție și creșterea rentabilității întregii activități miniere va trebui să capete un caracter permanent. Analizele efectuate în cea de-a doua jumătate a anului 1966 și în primele 6 luni ale acestui an au scos la iveală însemnate rezerve pentru îmbunătățirea indicatorilor economici în fiecare ramură și subramură a industriei miniere, în fiecare întreprindere și exploatare minieră, rezerve care cuprind foarte variate domenii de activitate.

Mobilizarea acestor rezerve, ca și a celor ce vor fi descoperite în viitor, vor conduce la realizarea unei cotituri radicale în ceea ce privește activitatea economică în acest an și pînă la sfîrșitul acestui cincinal.

În primele 6 luni ale acestui an au fost realizate toate prevederile stabilite de depășire a indicatorilor de plan, ceea ce dovedește cel mai concret, hotărîrea minerilor patriei noastre de a realiza printr-o muncă plină de abnegație cotitura calitativă cerută în activitatea lor, aducîndu-și astfel contribuția la sporirea acumulărilor bănești necesare dezvoltării în continuare a economiei noastre naționale și îmbunătățirii nivelului de trai a celor ce muncesc.

În acest an se vor elabora lucrările pentru noul plan cincinal 1971—1975 și de perspectivă pînă în anul 1980, pe baza unei largi consultări și participări a numeroși lucrători din toate domeniile de activitate.

Industria noastră minieră, ramură de bază a economiei naționale, va cunoaște un nou și ascendent avînt, devotamentul și entuziasmul cu care lucrătorii din industria minieră luptă pentru traducerea în viață a hotărîrilor partidului și guvernului fiind o chezășie că sarcinile mari ce vor sta în continuare în fața industriei miniere vor fi îndeplinite cu succes.

Ridicarea eficienței economice a întregii activități — preocupare centrală pentru toate întreprinderile și exploatările industriei miniere

Prof. dr. ing. **BUJOR ALMĂȘAN**
ministrul minelor

Fiecare etapă de dezvoltare a economiei și de construcție a socialismului pune în fața noastră probleme noi, tot mai complexe și dificile, a căror rezolvare cere o muncă de exigență sporită. Fiecare etapă nouă determină schimbări în scara de valori, unele preocupări predominante în trecut cedînd locul altora. În etapa pe care o parcurge țara noastră — aceea a desăvîrșirii construcției socialiste — am ajuns, așa cum spunea tovarășul Nicolae Ceaușescu, la un stadiu de dezvoltare în care mersul nostru înainte este condiționat de ridicarea calității întregii activități economice. Dacă în trecut accentul principal a fost pus pe obținerea de ritmuri înalte de creștere a producției, acum trebuie să trecem, paralel cu dezvoltarea în continuare a producției cantitative, la o etapă nouă, calitativ superioară, la ridicarea substanțială a eficienței economice în toate întreprinderile. Trebuie, deci, să punem în centrul preocupărilor noastre problema eficienței economice, atît în activitatea de producție, cît și în cea de investiții, astfel încît în schimbul fiecărui leu cheltuit să dăm societății produse tot mai multe, capacități de producție tot mai mari.

Din primii ani ai puterii populare și pînă astăzi, în industria minieră din țara noastră, au existat preocupări din ce în ce mai susținute pentru a imprima activității miniere o eficiență sporită, preocupări care se reflectă în succesele dobîndite de această industrie.

Astfel, în perioada 1950—1966, producția globală a industriei miniere a crescut de peste 4 ori, sau în medie cu 9,7% pe an, față de un ritm mediu anual de creștere a producției miniere pe plan mondial de numai circa 4%. Producția de cărbune a crescut de peste 3 ori, cea de sare de peste 5 ori, de minereuri de fier de peste 6 ori, de minereuri complexe de 9 ori, de substanțe nemetalifere de circa 20 ori, iar de minereuri cuprifere de 50 de ori. Sînt acoperite integral necesitățile economiei naționale de cărbune energetic, plumb, zinc, aluminiu, sare, de produse nemetalifere — în marea majoritate a acestora — exportînd în același timp sare, bitumen, talc, feldspat, bentonită ș. a. Industria minieră livrează o serie de produse cu caracteristici de calitate similare cu cele din țările dezvoltate și la prețuri de cost favorabile comparativ cu prețurile internaționale: cărbuni cocsificabili și energetici de Valea Jiului, diferite sortimente de sare ș. a. În același timp, mai multe obiective miniere au fost construite sau se află în curs de construcție și de dotare la cel mai înalt nivel realizat pe plan mondial, carierele de lignit și minele de lignit din Oltenia ș. a.

În aceeași perioadă productivitatea muncii a crescut în ritmuri medii anuale de 4,2%. În industria carboniferă între anii 1950—1965 productivitatea muncii a crescut cu 66%, față de o creștere de 59% în Anglia, 64% în Belgia și 75% în Franța[1]). Totodată, sarcina de reducere a prețului de cost a fost realizată an de an. De asemenea, investiția specifică (pe tona de capacitate) a fost mult redusă de la o perioadă la alta, iar producția anuală ce revine pentru un leu investit a crescut continuu.

Cu toate succesele înregistrate sub unele aspecte în industria noastră minieră se mai manifestă lipsuri care se concretizează în nivelul nesatisfăcător al unor indicatori tehnici și economici. Astfel, cîteva produse miniere se obțin cu costuri mai mari decît prețurile internaționale: huila de Anina, Ponor și Baia Nouă, cărbunele brun de Comănești, Șorecani și Surduc, lignitul de la minele Sălajul, Voivozi, Bratca, Ceptura, Filipești, minereul de fier de la Lueta și Ocna de Fier, mercurul de la Izvorul Ampoiului, produsele auro-argentifere de la mai multe exploatări, caolinul de la Harghita, concentratele de cupru de la Baia de Arieș, Zlatna și alte cîteva mine, concentratele polimetalice de la Băița Crăciunești și alte exploatări. Unele obiective miniere construite pentru capacități mari de producție și avînd o dotație tehnică corespunzătoare nu și-au realizat la timpul prevăzut parametrii proiectați: Leșul Ursului, Moldova Nouă, Uzina de preparare Teliuc. La unele obiective noi au fost depășite investițiile aprobate inițial (uzinele de preparare Coroiești, Teliuc, Baia Mare etc.) ceea ce a micșorat eficiența economică calculată.

În cazul unor mine, datorită condițiilor grele de zăcămînt și altor factori, menținerea lor în activitate implică mari eforturi de investiții pentru efectuarea de lucrări miniere (Rușchița, Baia Borșa, Muncelul Mic, Anina, Șorecani, Boița Hațeg etc.). Productivitatea muncii — indicator de prim ordin în industria minieră — cu toată creșterea importantă realizată în perioada de la naționalizare, se situează încă la un nivel mai scăzut decît în unele țări cu o industrie minieră dezvoltată. Astfel, în industria carboniferă din R. S. Cehoslovacă productivitatea muncii este mai

[1]) Statistique du charbon pour l'Europe, nr. 4/1965, pag. 94 și date ale Ministerului Minelor.

ridicată decît cea din țara noastră cu 36%, în Belgia cu 47%, în Franța cu 62%[1]). Este știut că datorită marilor diferențe de condiții naturale dintre zăcămintele noastre și cele din alte țări, precum și datorită aplicării unor metodologii diferite la calcularea productivității muncii, aceste date nu sînt comparabile decît în parte, dar chiar dacă acestea au numai un caracter orientativ ele scot în evidență o serie de rezerve existente și căi de urmat, pentru ridicarea nivelului activității industriei noastre miniere.

Cele de mai sus se reflectă într-o rentabilitate încă nesatisfăcătoare a industriei miniere, în ultimul an al șesenalului (1965), în primii ani ai actualului cincinal și chiar la finele lui (în 1970) cînd, deși rentabilitatea pe întreaga industrie minieră depășește 5%, unele întreprinderi și produse — conform calculelor de plan — să rămînă nerentabile.

Iată de ce indicațiile date de partid privind ridicarea eficienței economice a întregii activități, creșterea rentabilității producției și îmbunătățirea eficienței economice a investițiilor, prezintă un interes major pentru industria minieră și *trebuie să constituie o preocupare de prim ordin pentru toate unitățile acesteia.*

Cu începere din semestrul al II-lea al anului 1966, în cadrul întreprinderilor și exploatărilor miniere s-au desfășurat analize adîncite privind cauzele rentabilității nesatisfăcătoare a unor întreprinderi și produse, a cererilor mari de fonduri pentru unele obiective și acțiuni de investiții, a folosirii nesatisfăcătoare a timpului de lucru, a persistenței unor cheltuieli neeconomice ș. a. Aceste analize au evidențiat însemnate rezerve pentru îmbunătățirea indicatorilor economici, în toate unitățile miniere.

Toate acestea ne-au format convingerea că acțiunea pentru ridicarea eficienței economice a activității miniere nu se poate limita la măsuri tehnice și organizatorice obișnuite, că trebuie să facem o cotitură radicală în ceea ce privește activitatea economică, începînd încă cu acest an. Deci, în afara măsurilor de amploare mai redusă dar foarte numeroase, trebuie să găsim acele căi care să ne permită, într-un timp scurt, să ridicăm activitatea noastră minieră *la un nivel comparabil și competitiv cu cel de pe plan mondial.*

Trebuie, de asemenea, să realizăm o serie de schimbări în mentalitatea noastră. Pînă în prezent mulți dintre inginerii și tehnicienii noștri și-au axat activitatea pe aspectele cantitative, neglijînd indicatorii economici sau lăsînd realizarea lor pe seama altor salariați din întreprinderi. Pe această poziție au stat chiar și unii conducători de întreprinderi. Unele măsuri luate au fost insuficient fundamentate din punct de vedere economic. Este suficient să spunem că pînă în ultimii ani chiar capacitățile de producție ale minelor n-au fost determinate prin calcule de optimizare, decît într-un număr redus de cazuri.

Pînă în prezent ori de cîte ori a fost pusă în fața noastră o sarcină nouă de producție am condiționat realizarea ei de obținerea unor fonduri de investiții corespunzătoare, neglijînd alte căi care puteau asigura îndeplinirea sarcinii în mod mai eficient (organizarea mai bună a producției și a muncii etc.). Este absolut necesar ca fiecare conducător de unitate — întreprindere, exploatare, secție (sector) — ca fiecare inginer și tehnician, ca fiecare salariat să evalueze în bani măsurile ce întreprinde și să treacă la realizarea acelor măsuri care asigură cel mai ridicat efect economic. Va trebui să ne orientăm, în toate cazurile, spre acele soluții care implică cheltuirea unor fonduri cît mai reduse de investiții, cheltuieli de exploatare cît mai scăzute.

Experiența minieră mondială și propria noastră experiență ne arată că prin măsuri tehnice, tehnologice și prin organizarea mai bună a producției și a muncii se pot obține îmbunătățiri substanțiale ale indicatorilor economici. Astfel, în Ruhr, într-o perioadă de 10 ani, prin concentrarea producției de cărbuni, în subteran, cu cheltuirea unor fonduri foarte reduse de investiții, s-a obținut o creștere a productivității muncii de 60%. Rezultate foarte bune au fost obținute și în țara noastră prin concentrarea producției la minele Lonea, Comănești ș. a. Tot așa, prin menținerea în general a aceleiași dotări tehnice dar prin schimbarea metodei de exploatare se obțin la minele de minereuri creșteri de productivități în abataje de 300—600%. Tot în sectoarele de minereuri numai prin schimbarea procedeului de preparare (trecere la flotarea colectivă a minereurilor complexe), s-a obținut o recuperare mai bună a metalelor din minereuri, producția marfă pe tona de minereu extras crescînd cu circa 30%, în condițiile menținerii cheltuielilor de producție practic neschimbate.

Importanța preocupărilor privind creșterea eficienței economice este mai accentuată în industria minieră decît în alte ramuri industriale, datorită unor factori specifici, de natură obiectivă. Astfel, deși prin lucrările geologice de cercetare sînt evidențiate în permanență noi zăcăminte de substanțe minerale utile, totuși datorită creșterii continue a producției miniere, la noi, ca și pe plan mondial, se manifestă o tendință de trecere la exploatarea de zăcăminte cu conținuturi tot mai scăzute sau cu condiții tot mai grele de lucru. În țara noastră în perioada 1950—1965 conținutul mediu de plumb în minereurile complexe extrase a scăzut cu 46%, iar în cursul actualului cincinal acest conținut mai scade cu 20%. Totodată

[1]) Statistique du charbon pour l'Europe, nr. 4/1965, pag. 94.

așa cum este cunoscut, progresul tehnic și îmbunătățirea condițiilor de muncă din industria minieră au ritmuri mai lente decît în alte ramuri industriale, ceea ce face ca posibilitățile de reducere a cheltuielilor de producție și de recrutare a forței de muncă să fie mai reduse decît în alte sectoare economice. Este de menționat și faptul că zăcămintele noastre au în general un potențial mai redus, condiții mai grele de exploatare și conținuturi în util sub media practicată pe plan mondial. În aceste condiții, trebuie să fie găsite și aplicate tehnologii de extracție și de preparare, metode de organizare, prin care să se obțină avantaje economice care să compenseze efectele negative ale acestor factori.

Măsuri pentru ridicarea eficienței economice a activității miniere

Ca urmare indicațiilor date de conducerea de partid și de stat, în industria minieră la fel ca în alte ramuri, se desfășoară o largă acțiune pentru punerea în evidență a rezervelor existente, pentru găsirea celor mai corespunzătoare măsuri prin care să fie mobilizate aceste rezerve și în final pentru obținerea de rezultate economice comparabile cu cele ale țărilor cu o industrie minieră dezvoltată.

Această acțiune se duce pe mai multe linii, toate avînd aceeași finalitate. Astfel sînt acțiunea pentru lichidarea pierderilor planificate, pentru atingerea parametrilor proiectați la obiectivele date în funcțiune în ultimul timp, acțiunea pentru organizarea științifică a producției și a muncii, pentru reducerea consumurilor specifice, lichidarea cheltuielilor neproductive ș. a.

Măsurile ce se vor lua se vor referi la dotarea actuală. La unitățile unde numai prin măsuri cu caracter organizatoric nu se va putea obține o îmbunătățire substanțială a situației economice, se vor reexamina datele de bază (capacitatea de producție, dotarea tehnică), urmînd să se treacă la reproiectarea lor, la sistematizarea și raționalizarea lor.

Direcțiile principale și măsurile cele mai importante ce vor fi luate se arată în mod sumar în cele ce urmează.

Creșterea productivității muncii și reducerea cheltuielilor de manoperă — factor hotărîtor în ridicarea eficienței economice a industriei miniere.

Întrucît în industria minieră cheltuielile de manoperă au ponderea cea mai mare în prețul de cost (circa 47%), principala cale de reducere a acestuia și de ridicare a eficienței economice a activității de producție o constituie creșterea productivității muncii.

Așa cum s-a arătat, sub rezerva comparabilității datelor, productivitatea muncii în industria noastră minieră este încă mai scăzută decît cea realizată în țări cu o industrie minieră dezvoltată.

Cauzele acestei rămîneri în urmă sînt multiple. În afară de condițiile obiective geologico-miniere mai grele la noi, intervin o serie de factori a căror analiză ne va indica și direcțiile de urmat pentru mobilizarea rezervelor importante de creștere a productivității muncii.

O primă cauză este nivelul diferit al mecanizării realizat la noi comparativ cu alte țări dezvoltate. În țara noastră, datorită în parte specificului zăcămintelor care reclamă o tehnică deosebită, tăierea cărbunelui în abataje se realizează în proporție de circa 90% prin perforare și explozivi și în mică măsură (5,2% în anul 1965) cu combine și pluguri. În schimb, în alte țări tăierea cu combine și pluguri, în același an, a fost de 33% în Franța, 46,6% în R. P. Polonă, 47,6% în R. S. Cehoslovacă etc.[1]).

În general, din aceleași cauze, încărcarea cărbunelui în abataje, în anul 1965, în țara noastră a fost de numai 3,9% față de 13,1% în R. P. Ungară, 50% în R. P. Polonă, 70,7% în R. S. Cehoslovacă etc.[2]). La transportul pe galeriile principale, indicatorii de mecanizare realizați în țara noastră sînt foarte ridicați (96% în ramura carboniferă și 98% în sectoarele de minereuri, în anul 1966), însă la noi predomină încă transportul cu vagonete mici (700—1 000 l) și continuăm să folosim în măsură mare tipuri de locomotive mici și cu viteze mai scăzute față de țările dezvoltate, unde are mai mare extindere și transportul continuu (pe benzi).

În ceea ce privește susținerea metalică, cu tot progresul realizat în ultimii ani (63,2% din producția de cărbune extrasă în anul 1966 din abatajele frontale provenea din abataje susținute metalic), totuși realizările noastre nu sînt satisfăcătoare nici cantitativ și nici calitativ, întrucît în mai multe țări în abatajele frontale din straturile cu grosimi pînă la 3 m și cu înclinări pînă la 35°, susținerea metalică a fost generalizată, iar în ultimii ani se realizează pe scară mare susținerea metalică mecanizată. În Anglia 80—85% din producția de cărbune extrasă în anul 1965 era dată de abatajele cu susținere metalică mecanizată.

Eforturile se vor îndrepta, deci, spre creșterea gradului de macanizare, cu combine și pluguri, în abatajele minelor de cărbuni, de la 5,2% în 1965 la cel puțin 19% în anul 1970, trecîndu-se totodată după cum se vede de la mecanizarea parțială pe operații la mecanizarea complexă. Față de rezultatele bune obținute în ultimele luni cu combinele la minele de lignit din bazinul Motru (o avansare medie lunară a frontului de lucru de

[1]) Anuarul statistic internațional, D.C.S. București, 1966, pag. 246 și alte date.
[2]) Ibidem.

50—65 m) și cu complexele mecanice OMKT (avansări medii lunare de 70 m și o productivitate în abataj de 21 t/post) se va proceda la extinderea acestor agregate peste prevederile din planul cincinal prin redistribuirea fondurilor de investiții și valutare alocate.

La minele de huilă din Valea Jiului în straturile subțiri urmează să fie definitivate soluțiile pentru extinderea, acolo unde condițiile permit, a plugurilor de cărbune și introducerea de combine.

La săparea lucrărilor miniere se va extinde folosirea combinelor de înaintare în galerii la minele de lignit, iar la minele de minereuri și de huilă se va extinde folosirea perforatoarelor cu parametri ridicați. Trebuie să lichidăm rămînerea în urmă de la perforarea găurilor de mină din rocile și minereurile dure, unde la noi, din cauza perforatoarelor cu parametrii reduși se realizează 8—10 m gaură pe schimb, față de 40—80 m cît se obține în condiții similare la unele mine din alte țări.

Față de volumul mare de manoperă consumat la lucrările de încărcare din galerii, se va extinde pînă în 1970 mecanizarea încărcării la aceste lucrări la 50% din masa excavată la minele de cărbuni (față de 17,9% realizat în 1965) și la 60% la minele de minereuri (față de 37,9% în 1965). La unele mine (Deva ș. a.) se va generaliza încărcarea și transportul în abataje cu ajutorul mașinilor de încărcat cu siloz, iar la altele (Moldova Nouă ș. a.) se va mecaniza transportul în abatajele care aplică metoda de exploatare cu surpare.

Pentru transportul în subteran va spori, în special la minele noi, folosirea vagonetelor autodescărcătoare de 3 000 l și vor fi modernizate și asimilate tipuri de locomotive de capacități și viteze mari. Vor fi mecanizate punctele de încărcare și se va realiza dispecerizarea transportului, în special la minele cu capacități mari de producție. De asemenea, va fi extins, mai ales la minele noi, transportul pe benzi, pe galeriile principale.

Este de menționat și acțiunea de lichidare a performanțelor necorespunzătoare ale unora din utilajele cu care este dotată industria minieră — perforatoare, locomotive, compresoare, pompe etc. De altfel, Ministerul Minelor în colaborare cu Ministerul Construcțiilor de Mașini au întocmit și se află în curs de realizare un plan de modernizare și asimilare de utilaje miniere noi, care pentru acest cincinal cuprinde circa 40 tipuri de utilaje.

O altă cauză a productivității muncii mai scăzută la noi este *extinderea încă insuficientă a metodelor de exploatare* de mare productivitate. În industria noastră carboniferă, în anul 1965 din totalul producției extrase din subteran 46,5% a fost dată de abatajele cu front lung, față de 67,5 % în Franța, 71,9% în R.P. Polonă, ș. a. Tot așa, în sectoarele de minereuri, ponderea actuală a producției din abatajele de mare productivitate (37%) nu este satisfăcătoare.

La minele din Valea Jiului, în straturile groase, unde predomină metodele de exploatare clasice, cu productivitate scăzută, pentru care nu găsim nici în experiența mondială elemente de îmbunătățire radicală, pe baza încercărilor reușite făcute de inginerii din aceast bazin, se va trece la definitivarea soluției de extindere a abatajelor cu front lung susținute cu plasă de sîrmă și cu grinzi în consolă. În aceleași straturi se va încerca metoda de exploatare cu subminarea bancului superior de cărbune.

La minele de minereuri (Bălan, Leșul Ursului Modova Nouă etc.) se vor aplica și extinde metode de exploatare cu productivități ridicate : înmagazinare, cu surpare în subetaje, cu front lung, precum și susținerea ancorată a lucrărilor orizontale de pregătiri și în abatajele de dimensiuni mai mici. Pentru minele de minereuri cu posibilități mai reduse de mecanizare decît la minele de cărbuni, îmbunătățirea metodelor de exploatare este unul din mijloacele principale de ridicare a productivității muncii. Tot la minele de minereuri (neferoase) se vor aplica o serie de măsuri prin care se vor micșora pierderile de metal precum și diluția în cursul procesului de exploatare, măsuri cu mare efect economic.

La minele de cărbuni, pentru sporirea recuperării rezervelor de cărbune din zăcăminte și mărirea producției, se va mări înălțimea abatajelor introducîndu-se stîlpi de susținere cu înălțimi mai mari de 2,5 m.

O contribuție deosebită la ridicarea productivității muncii și a eficienței economice a activității de producție o va aduce extinderea exploatării prin cariere, oriunde condițiile de zăcămînt o permit (cu mijloacele tehnicii mondiale actuale). La cărbune se prevede ca pînă în anul 1970 să se extragă din cariere 3,7 mil. t/an, iar pînă în 1975 circa 13 mil. t/an, din perimetrele de la Rovinari, Tismana, Racoș. Productivitatea muncii la carierele de cărbuni va atinge circa 15 t/post pe exploatare, iar prețul de cost va fi redus la aproximativ jumătate față de cel obținut la minele cu activitate în subteran. Exploatarea la zi va fi continuată la Teliuc și la Căpuș și va fi mult amplificată la Șuior și pentru mai multe substanțe nemetalifere.

La extracția sării alături de extinderea exploatării prin sonde (producția prin această metodă în 1970 urmînd să fie de peste 1,6 mil. tone) și trecerea la construcția de sonde cu diametre mari de dizolvare (pînă la 100 m) se vor introduce metode mai moderne de exploatare cu mecanizare avansată (camere mici cu pilieri pătrați), ceea ce va mări apreciabil eficiența economică a exploatării sării și va crește gradul de recuperare din zăcămînt.

Cea de-a doua cale principală de creştere a productivităţii muncii este *organizarea ştiinţifică a producţiei şi a muncii.*

Faţă de rezervele puse în evidenţă în cadrul analizelor întreprinse în cea de-a doua jumătate a anului trecut şi în primele patru luni din acest an, se poate afirma că aportul cel mai însemnat la creşterea productivităţii muncii se va obţine pe această cale.

În cadrul organizării producţiei un loc deosebit va reveni *concentrării producţiei pe guri de mină*, pe incinte, pe orizonturi, panouri şi abataje.

Conform prevederilor planului cincinal, capacitatea majorităţii minelor va creşte în măsură însemnată: minele din Valea Jiului vor avea o capacitate de 1,2—1,7 mil. t/an fiecare, iar cele de lignit din bazinul Olteniei o capacitate de circa 1 mil. t/an. Va creşte apreciabil capacitatea unor mine de minereuri neferoase (Moldova Nouă, Leşul Ursului, Bălan, Cavnic) şi a celor mai multe mine de substanţe nemetalifere. Cu ocazia analizelor din anii 1966 şi 1967 a reieşit că la unele mine nu se poate asigura rentabilizarea sau obţine un nivel satisfăcător de rentabilitate fără o sporire a capacităţii de producţie prevăzute (Comăneşti, Ceptura etc.) astfel că s-a procedat la restudierea capacităţilor de producţie, preconizîndu-se sporirea acesteia pînă la un nivel optim, asigurîndu-se bineînţeles şi corelaţia cu necesităţile beneficiarilor.

În cadrul aceleiaşi preocupări, producţia de la Comăneşti se va concentra pe zona centrală (RAL) a zăcămîntului, lichidîndu-se treptat minele excentrice (Galion, Leurda). La Căpeni producţia se va concentra pe o singură mină (Vîrghiş I) şi o singură carieră (Racoş). La Dobreşti activitatea de cercetare şi exploatare se va concentra în zona Dobreşti — Lunca Sprie ş. a.

Strîns legată de concentrarea producţiei se pune şi problema lichidării treptate a unor mine sau sectoare de mine mici, cu rezerve reduse, de calitate slabă şi care se exploatează în condiţii grele, fiind astfel cu totul nerentabile. Este cazul minei Tămaşa de la Şorecani care, cu un efectiv de 220 salariaţi, produce 34 mii tone cărbune pe an, la un preţ de cost de 223,5 lei/t. Prin lichidarea acestei guri de mină şi trecerea producţiei şi a salariaţilor la alte mine învecinate se realizează o economie de peste 2,5 mil. lei/an. La Bratca, mina Corniţel produce 52 mii tone lignit pe an cu un preţ de cost de 193 lei/t, faţă de un preţ de vînzare de 156 lei/t. În Banat, producţia minei Ponor nemaifiind utilizată de Combinatul Reşiţa la fabricarea cocsului, se pune problema justificării menţinerii în activitate a acestei mine, care are un preţ de cost pe milion de kilocalorii mai ridicat decît al altor mine de cărbune energetic, iar prin prelucrarea producţiei acesteia de către alte mine de huilă se obţine o economie anuală de 5 mil. lei. Astfel de situaţii sînt şi în alte bazine: cazul minei de minereu cinabrifer de la Izvorul Ampoiului, a minei Băiţa Crăciuneşti, a sectoarelor Padina şi Suzana de la Ocna de Fier etc.

De subliniat că aceste măsuri nu ridică probleme de ordin social, întrucît efectivele vor primi utilizări în întregime la minele cele mai învecinate, în multe cazuri aflate în aceeaşi localitate, mine la care vor exista condiţii de lucru şi de cîştig mai bune.

Un alt aspect este acela al *concentrării producţiei pe un număr mai mic de orizonturi* pe zone de dimensiuni mai reduse, în vederea reducerii lungimii lucrărilor miniere de deservit şi de întreţinut, pentru o mai bună utilizare a fondurilor fixe şi în scopul micşorării duratei de transport a muncitorilor de la gura puţurilor la locurile de muncă. Astfel de probleme capătă o importanţă deosebită la minele cu activitate dispersată (Barza, Cavnic, Baia Sprie, Anina ş. a.), iar propunerile făcute de colective pînă în prezent arată că problema este atacată cu curaj şi cu fermitate.

În cadrul concentrării producţiei, cea mai mare eficienţă este scontată pe seama *concentrării producţiei în abataje, respectiv pe sporirea dimensiunilor abatajelor, pe creşterea vitezelor de avansare a fronturilor de lucru.* Lungimea medie a abatajelor frontale la minele noastre de cărbuni, în anul 1965, a fost de 58,6 m faţă de 115 m în R. P. Polonă şi Franţa, 130 m în Belgia, 169 m în Anglia ş. a. În acelaşi timp viteza medie zilnică de avansare a fronturilor de lucru, factor hotărîtor pentru obţinerea de indicatori ridicaţi în abatajele cu front lung, în acelaşi an a fost de 0,9 m în ţara noastră, faţă de 1,06 m în Belgia, 1,32 m în Franţa, 1,39 m în Polonia ş. a. Ca urmare, producţia medie zilnică ce revine pe un abataj frontal a fost, în acelaşi an, de 115 t în ţara noastră, faţă de 209 t în Belgia, 254 t în Franţa, 335 t în Anglia. Propunerile făcute conduc la un salt apreciabil, din acest punct de vedere. Este suficient să arătăm că producţia de 600 mii tone pe an (circa 2 000 t/zi) a minei Sărmăşag se poate concentra pe un singur orizont (130) şi poate fi dată de patru abataje cu front lung, fiecare dînd circa 500 t/zi. Tot aşa producţia anuală de 700 000 t a minei Filipeşti urmează să fie dată pînă în 1970 din 4 abataje frontale ş. a. La soluţii bune se va ajunge şi la minele Barza, Cavnic şi altele.

Ca urmare a acestei concentrări se vor reduce considerabil efectivele de la transporturi, întreţineri şi alte deserviri în subteran, precum şi lungimea lucrărilor miniere de transport.

Alte aspecte specifice ale organizării producţiei sînt urmărite de colective: folosirea capacităţii fronturilor de lucru, organizarea activităţii pe schimburi, organizarea locurilor

de muncă, a aprovizionării ritmice cu materiale, vagonete, cu unelte și aer comprimat etc.

Un loc important în preocupările noastre îl ocupă și aspectele organizatorice legate de reglementările în vigoare privitoare la NTS. O serie de reglementări se dovedesc a fi depășite și care reţin în mod nejustificat un mare număr de muncitori. Este suficient să arătăm că NTS face prea mici deosebiri între regimul de lucru din minele de gr. I (Filipeşti și altele) și cele de gr. IV (Lupeni, Vulcan, etc.), că prevederi ca cele privind însoţitorii de trenuri în subteran și altele pot și trebuie să fie revăzute.

În domeniul organizării muncii accentul va cădea *pe mărirea gradului de utilizare a zilei de lucru, pe îmbunătăţirea raportului dintre muncitorii* de bază și cei auxiliari, pe reexaminarea formaţiilor tip pe diferitele lucrări. Ca și în alte ramuri economice, și în minerit analizele efectuate au scos în relief o utilizare necorespunzătoare a zilei de lucru și în unele cazuri o disciplină necorespunzătoare în producţie.

În cadrul organizării conducerii unităţilor miniere — întreprinderi, exploatări, sectoare (secţii) — accentul se va pune pe studierea și reducerea treptelor ierarhice, delimitarea mai precisă a sarcinilor și atribuţiilor. Se va urmări degrevarea conducerii de unităţi de sarcinile de detaliu, evitarea descalificării salariaţilor prin utilizarea lor la munci inferioare pregătirii lor, simplificarea evidenţelor și a raportărilor și îmbunătăţirea sistemului informaţional.

Valorificarea superioară a zăcămintelor. Recuperarea cît mai completă a rezervelor de zăcăminte. O producţie marfă cît mai mare pe tona de cărbune sau de minereu extras

După cum se știe, ţara noastră are un grad ridicat de asigurare a producţiei cu rezerve de substanţe minerale utile numai la : sare, unele substanţe nemetalifere ca dolomita, feldspatul calcarul și cărbunele, în timp ce la minereurile neferoase, auroargentifere și cele feroase baza de rezerve este mai redusă.

Știm, de asemenea, că pierderile de substanţe în procesul de extracţie și preparare sînt încă mari, iar din substanţele utile conţinute în minereurile noastre rămîn încă o serie de elemente nevalorificate.

Măsurile ce se vor lua trebuie să conducă la reducerea pierderilor de rezerve datorate metodelor de exploatare, în special la minele de minereuri neferoase, la argilele refractare, la rocile caolinoase, la sarea în soluţie. Alte măsuri — aşa cum s-a mai arătat — trebuie să reducă substanţial diluţia.

Calea principală de ridicare a eficienţei economice în domeniul valorificării zăcămintelor o constituie aplicarea de *procedee tehnologice noi de preparare* și îmbunătăţirea procedeelor existente, prin care să se obţină randamente mai mari de extracţie a metalelor din minereurile extrase.

Pe această linie se va extinde flotarea colectivă a concentratelor de plumb și zinc de la Baia Borșa, Muncelul Mic, Dognecea, Ruşchiţa. Pentru valorificarea cuprului din concentratele plumboase se va extinde proceedeul decuprării concentratelor plumboase la Flotaţia centrală Baia Mare și la Băiuţ. De asemenea se va extinde procedeul deferizării concentratelor zincoase.

O valorificare complexă urmează să fie asigurată concentratelor de pirită din care astăzi se recuperează numai 1/3 din valoarea elementelor utile (sulful). Din studiile întocmite pînă acum rezultă că prin valorificarea complexă a concentratelor piritoase s-ar putea ca la nivelul anului 1970 să se obţină importante cantităţi de metale (200 000—250 000 t fier, 3 000 t cupru, 4 000 t plumb, 11 000 t zinc ș. a.) în valoare de circa 14 milioane dolari.

Este necesar să se realizeze recuperarea metalelor însoţitoare și disperse (cadmiul, bismutul, indiul, germaniul, seleniul, telurul) conţinute în concentratele noastre de metale neferoase.

La o serie de întreprinderi trebuie să asigurăm valorificarea unor elemente utile : la Moldova Nouă și Deva recuperarea magnetitei din steril și a molibdenului din concentratele cuproase ; la Ocna de Fier trebuie să fie studiate posibilităţile preparării hematitei cu conţinut sărac și de recuperare a fierului din sterilul de la flotarea minereurilor complexe ; la Rîmnicul Vîlcea se va valorifica parte din calcarul subgabarit de la Pietreni astăzi aruncat la haldă ș. a.

Valorificarea deșeurilor (clincherelor) de la uzina de plumb din Copșa Mică, prin flotaţia de la Deva, va permite să recuperăm anual 500 t cupru, 2 000 kg argint și alte metale.

Un larg cîmp de aplicare îl are valorificarea substanţelor nemetalifere din care ţara noastră dispune de rezerve însemnate, însă produsele ce le obţinem în instalaţiile noastre de preparare în multe cazuri nu ating caracteristicile calitative realizate pe plan mondial. În cel mai scurt timp vor fi terminate cercetările pentru mărirea gradului de alb la caolinul de Harghita și Aghireș, vor fi construite instalaţii moderne pentru prepararea nisipurilor, a baritei, talcului ș. a.

De asemenea, se vor construi instalaţii moderne pentru obţinerea sării evaporate, produs ce poate avea o largă valorificare la export.

În industria carboniferă se vor definitiva studiile în vederea producţiei de combustibili solizi, fără fum și de brichete pentru populaţie.

Alte căi de ridicare a eficienței economice a producției

În acest articol nu este posibil să fie arătate toate căile și măsurile ce trebuie folosite pentru ridicarea eficienței economice a producției miniere. Din aceste căi și măsuri vor fi menționate doar cîteva.

Reducerea consumurilor specifice de materiale, în primul rînd de material lemnos. Într-adevăr, consumul specific de lemn de mină este mai ridicat la noi decît în alte țări, datorită în mare măsură, extinderii mai mici a susținerii metalice. În anul 1965 în industria noastră carboniferă s-au consumat 42,4 m³/1 000 t producție netă, față de 18,1 m³ în Franța și 16,8 m³ în R. P. Polonă. Dar, în același an, în minele noastre de cărbuni consumul specific de metal reprezenta 30% față de cel din R. P. Polonă, 25% față de cel din R. F. a Germaniei și 10% față de cel din Anglia. De asemenea, consumul specific de metal realizat în țara noastră la lucrările din galerii, în același an, reprezenta 50% față de cel din R. P. Polonă, 30% față de consumul din Franța și 25% față de cel din Anglia.

Măsurile ce se iau vor duce la înlocuirea pe scară mai mare a susținerii în lemn cu susținerea metalică, astfel ca să se asigure pentru anul 1970 un consum de lemn sub cel planificat. Totodată, va trebui să asigurăm o gospodărire cu mai mult spirit de economie, atît a lemnului, cît și a metalului, prin măsuri de îmbunătățire a tipurilor de susținere și prin recuperarea și refolosirea pe scară mai mare a materialelor respective. De asemenea, trebuie să obținem o raționalizare a consumurilor de explozivi, reactivi pentru flotație și a altor materiale principale.

La toate unitățile, și în special la cele din sectoarele de minereuri, trebuie să se asigure o reducere a cheltuielilor neproductive, în principal prin îmbunătățirea condițiilor de depozitare, manipulare și transport a materialelor și produselor.

Îmbunătățirea eficienței economice a investițiilor. După cum se știe industria minieră cheltuiește un volum mare de investiții pe tona de capacitate (250—600 lei) și pentru 1 000 lei producție marfă anuală.

Prin măsurile luate de a construi obiective miniere cu capacități cît mai mari, prin studierea amănunțită a soluțiilor de deschidere și însușirea de scheme simple de deschidere, prin construirea de obiective miniere cu precădere în bazinele cu condiții naturale mai favorabile, prin concentrarea producției în incintele de suprafață, prin dimensionarea unor obiective pe bază de calcule de optimizare ca și prin organizarea mai bună a proiectării și a unităților de construcții-montaj s-a reușit ca investiția specifică să scadă continuu.

Preocupări de acest gen trebuie să fie mai accentuate în viitor, în special în ceea ce privește nivelul tehnic al soluțiilor din proiecte și al indicatorilor tehnici și economici comparativ cu realizările din alte țări.

Din analizele făcute și măsurile luate pînă în prezent rezultă posibilitatea unei ridicări însemnate a eficienței economice a activității miniere încă din acest an, posibilității evaluate în depășirea planului producției globale cu 82 mil. lei, creșterea productivității muncii cu 2,5% peste prevederile de plan, reducerea cheltuielilor pe 1 000 lei producție marfă cu 18,2% față de plan și un plus de acumulări de circa 100 mil. lei.

Industria noastră extractivă dispune în prezent de o puternică bază materială și de cadre capabile să realizeze saltul calitativ al întregii activități, aducîndu-și astfel contribuția la sporirea acumulărilor bănești necesare dezvoltării în continuare a economiei noastre naționale.

Căile de sporire a eficienței economice în industria minieră

Ing. V. VOINA și
ing. O. ARABAGIAN

Industria minieră din țara noastră a obținut în ultimii ani unele rezultate calitative însemnate prin depășirea perioadei de reconstrucție a minelor vechi, lichidarea moștenirii grele formată din mine lipsite de dotațiile elementare, modernizarea minelor vechi cu bază de rezerve asigurate, clarificarea și ridicarea gradului de cunoaștere a bazei de rezerve pentru deschiderea de mine și cariere noi, dezvoltarea capacității de producție cu economicitate ridicată, îmbunătățirea condițiilor social-culturale pentru atragerea și permanentizarea cadrelor necesare.

Toate acestea au asigurat dezvoltarea volumului producției la nivelul cerut de economia națională și au creat condițiile tehnice și materiale care să permită trecerea la realizarea saltului calitativ necesar creșterii eficienței economice a întregii noastre activități, ceea ce face ca pentru industria minieră să fie mai actuală, decît pentru oricare altă ramură a economiei naționale, aprecierea că: „Am ajuns astăzi la un asemenea stadiu de dezvoltare încît mersul nostru înainte este condiționat de ridicarea calitativă a întregii activități economice" [1]).

De aceea, studierea și aplicarea măsurilor tehnice și organizatorice, în vederea creșterii rapide a eficienței economice, constituie sarcina fundamentală a tuturor cadrelor din industria minieră.

Asigurarea unei eficiențe economice maxime a producției începe încă din faza de proiectare a dezvoltării și modernizării minelor existente, precum și a minelor și carierelor noi.

După cum este cunoscut, industria minieră se caracterizează prin aceea că dezvoltarea sa este condiționată de existența substanțelor minerale utile, a căror valorificare reclamă un important volum de lucrări de investiții ce se realizează într-un timp mai îndelungat decît în celelalte ramuri industriale dintre care o parte însemnată se consumă integral o dată cu extragerea substanței utile din zăcămîntul ce se exploatează.

Un mijloc deosebit de important, prin care se poate reduce costul lucrărilor de investiții, îl constituie soluția tehnico-economică adoptată pentru realizarea acestora. Prevederea unor soluții tehnice și economice ușor de realizat, care să țină seamă de posibilitățile materiale și de execuție existente și care să permită în exploatare obținerea unei productivități cît mai ridicate, se impune ca o condiție esențială în proiectarea noilor obiective economice.

Aceasta ne obligă ca în munca de proiectare să avem în vedere următoarele:

— dimensionarea optimă a construcțiilor și instalațiilor de suprafață pentru evitarea supradimensionărilor costisitoare care duc la consum mare de muncă, risipă de fonduri de investiții și cheltuieli ridicate în exploatare;

— concentrarea producției în subteran, prin introducerea celor mai productive metode de exploatare specifice fiecărui zăcămînt și alegerea celor mai adecvate metode de deschidere și pregătire prin care să se realizeze căi raționale (simple și scurte) de transport, precum și determinarea mărimii optime a panourilor de abataj.

O contribuție însemnată la reducerea costului lucrărilor de investiții îl poate aduce, în primul rînd, limitarea la minimum a construcțiilor cu caracter provizoriu, care în perioada de execuție sînt necesare pentru nevoile constructorului sau pentru executarea unei soluții provizorii, datorită unor întîrzieri în execuția obiectivului. Aceste construcții provizorii risipesc nejustificat importante fonduri de investiție și pot fi evitate printr-o mai bună coordonare a lucrărilor care se execută.

În faza de execuție a obiectivelor proiectate se pot aduce în continuare îmbunătățiri la soluțiile inițiale de construcție, deoarece prin lucrările miniere se obțin date suplimentare privind caracteristicile zăcămîntului și a rocilor înconjurătoare. Aceste date, împreună cu cunoașterea rezultatelor obținute pe plan mondial, nu pot furniza elemente suficiente în baza cărora să se îmbunătățească soluțiile constructive adoptate inițial.

Acest aspect al problemei trebuie privit cu deosebită atenție, în sensul că adoptarea soluțiilor noi poate fi făcută numai prin corelarea acestora cu toate problemele avute în vedere la proiectare, pentrucă altfel nu există garanția unei economii reale de investiții industriale.

În cursul executării obiectivelor noi va trebui urmărită respectarea graficelor de execuție a căror elaborare trebuie neapărat să țină seama de dotația tehnică și materială, precum și de contractele de livrare a utilajelor necesare. Neglijarea sau subaprecierea acestor elemente pune în pericol respectarea termenilor de dare în funcțiune a obiectivelor și aduce prejudicii economiei naționale.

Pe de altă parte, dacă prin proiectare și prin analiza periodică a soluțiilor tehnice adoptate

[1]) N. Ceaușescu *Cuvîntarea la Plenara C.C. al P.C.R. din 21 – 23 decembrie 1966*, Editura politică, 1966, p. 9.

se pot obține economii însemnate, o sursă tot atît de importantă de economii se poate obține prin creșterea productivității muncii și reducerea consumurilor de materiale în timpul executării lucrărilor de investiții. Organizarea de înaintări rapide la lucrările miniere și studierea atentă a caracteristicilor rocilor în care se execută aceste lucrări aduc întotdeauna economii însemnate.

Pe linia îmbunătățirii substanțiale a activității de investiții, se înscrie și organizarea științifică a șantierelor, precum și desfășurarea ritmică a lucrărilor de investiții. În legătură cu aceasta, la plenara C. C. al P. C. R. din decembrie 1966 s-a criticat faptul că se predau cu multă întîrziere proiectele pentru obiectivele noi, iar în primele 2—3 luni se realiza un procent redus de investiții.

Prin măsurile luate în acestă direcție : asigurarea integrală a planului de investiții cu proiectele încă de la începutul anului precum și executarea în prima jumătate a anului a 50% din volumul investițiilor se asigură intrarea în funcție la termen a noilor capacități de producție.

Atenția deosebită care trebuie acordată lucrărilor de investiții trebuie finalizată prin executarea în termenele stabilite a tuturor obiectivelor și intrării în funcțiune în cel mai scurt timp la parametrii tehnico-economici stabiliți prin proiect.

Creșterea eficienței economice a producției și sarcinile sporite ale activității economice în anul 1967 impun o preocupare susținută pentru gospodărirea cu maximum de eficiență a resurselor materiale și bănești, aplicarea unui regim strict de economii. În aceste condiții, este necesară reducerea cheltuielilor de producție și în primul rînd a consumurilor materiale, manoperă, energie.

Căile de creștere a eficienței economice a întreprinderilor miniere sînt numeroase și ele trebuie folosite avînd în vedere că există suficiente rezerve în această direcție.

Concentrarea producției constituie o cale deosebit de importantă pentru reducerea cheltuielilor de producție, mai ales pentru industria minieră. Concentrarea producției în minerit trebuie înțeleasă sub diferitele sale forme de aplicare. Astfel, sînt numeroase mine sau guri de mină de mică capacitate și care, datorită volumului redus de rezerve și condițiilor dificile de zăcămînt, nu au posibilități de dezvoltare. De regulă, acestea produc cu cheltuieli mari de producție, majoritatea lucrînd cu pierderi planificate. Dezvoltînd mai accentuat minele care au rezerve însemnate se poate compensa producția minelor mici prin încetarea activității acestora. În acest fel se obțin mine de mare capacitate care vor produce cu cheltuieli reduse.

De asemenea, intensificarea activității fronturilor de lucru duce la creșterea producției ce se obține din abataje și permite folosirea unui număr mai redus de abataje plasate apropiat unele de altele. Aceasta înseamnă de fapt reducerea liniei de front și creșterea vitezelor de avansare în așa fel încît să asigure producția cerută. Această cale de concentrare a producției se poate aplica în toate unitățile miniere și trebuie să constituie preocuparea permanentă a cadrelor tehnice. Aceste măsuri duc la reduceri substanțiale de cheltuieli datorită necesității unui volum mai mic de lucrări de pregătire, de căi de transport și aeraj, număr redus de orizonturi în lucru și în special la reducerea efectivelor neproductive de deservire, mărind ponderea muncitorilor de bază din unitate.

Prin creșterea capacității fronturilor de lucru se asigură depășirea sarcinilor de producție fizică — cale importantă pentru reducerea cheltuielilor de producție, mai ales în sectorul minier, unde cheltuielile cu regia de deservire reprezintă circa 40—50% din totalul cheltuielilor.

Aceasta este posibil de realizat prin studierea și găsirea unor metode moderne de organizare științifică a producției și a muncii.

Din date statistice rezultă că la un procent de creștere a producției se obține o reducere de 0,2—0,3% a cheltuielilor de producție, fără a mai socoti și alte influențe pozitive ce decurg din aceasta.

Creșterea producției pe un abataj duce, de asemenea, la îmbunătățirea gradului de folosire a utilajelor din abataje și transportul producției, ceea ce înseamnă parc redus de mașini, consum redus de energie, volum redus de mașini și utilaj de întreținut și reparat.

Comparînd realizările din țara noastră cu cele din alte țări, se constată că în această direcție avem încă mari posibilități de creștere a eficienței economice. Astfel, la minele noastre de cărbune producția medie pe un abataj realizată este de 11 t/zi față de 383 t/zi în Polonia, 503 în Anglia, 300 în Ungaria, 478 în R. F. G., situație pe care o considerăm cu mult sub posibilitățile de care dispunem astăzi.

Concentrarea producției în subteran și carière permite concentrarea și a activităților de deservire de la suprafață. În acest fel, în locul numeroaselor incinte cu grad redus de mecanizare și deci cu risipă de forță de muncă, se pot organiza ateliere și depozite mari, mecanizate, cu productivitate mare și deci cu costuri reduse pe tona extrasă.

Problema concentrării activităților de la suprafață este posibilă și necesară de examinat și aplicat, în special la întreprinderile cu mine apropiate și incinte separate.

Un factor important în reducerea costurilor de producție îl reprezintă dotația cu utilaje și mașini a întreprinderii.

Anual, prin planul de investiţii, se prevăd fonduri importante pentru utilaje şi maşini care măresc parcul întreprinderii şi influenţează asupra volumului amortizărilor. În funcţie de felul cum sînt gospodărite aceste utilaje variază şi volumul cheltuielilor. Astfel, în cazul unor realizări de indici reduşi de utilizare, volumul acestora este mare şi bineînţeles şi cheltuielile cu amortizarea şi întreţinerea sînt mari. Printr-o judicioasă gospodărire, prin realizarea unor indici superiori de utilizare, scad şi cheltuielile pe tona extrasă.

Există însă un alt aspect şi anume existenţa unui volum mare de utilaje inactive în care stau imobilizate fonduri importante, fără ca să participe la procesul de producţie. Acest parc mare de utilaje inactive, în afară de imobilizarea fondurilor investite în ele, sînt şi generatoare de cheltuieli neproductive prin depozitarea şi întreţinerea acestora, precum şi prin dobînzile importante pe care le plătesc întreprinderile pentru creditarea lor. De aceea se impune creşterea la maximum a mijloacelor fixe active, limitînd rezerva la strictul necesar. Practica folosită de trecere a acestora în conservare să fie numai pentru cazuri excepţionale.

De asemenea, trebuie acordată toată atenţia asupra modului de folosire şi întreţinere a utilajelor. Sînt numeroase cazuri cînd prin neexecutarea la timp a reviziilor şi reparaţiilor curente se ajunge la uzura şi casarea prematură de utilaje fără ca acestea să-şi fi amortizat întreaga valoare prin funcţionarea în procesul producţiei.

Şi reducerea consumurilor de materiale folosite în industria minieră are o însemnătate deosebită pentru îmbunătăţirea eficienţei economice a întreprinderii. Dacă ne referim la lemnul de mină, prin înlocuirea acestuia cu metal, beton, etc. se obţin economii însemnate nu numai în preţul de cost pe tona produsă în subteran, ci şi la suprafaţă prin reducerea spaţiilor de depozitare, a cheltuielilor cu manipularea şi transportul şi creşterea capacităţilor de transport al lucrărilor miniere.

În acest sens se impune studierea şi găsirea de soluţii de reducere continuă a consumului de lemn de mină, fie prin înlocuitori ai acestuia, fie prin metode de lucru cu consum redus de lemn.

Reducerea consumurilor de materiale nu trebuie înţeleasă că se referă numai pentru lemnul de mină. Preocuparea pentru economisirea materialelor se referă la toate materialele care participă în procesul producţiei. De aceea grija pentru buna gospodărire a materialelor, economisirea acestuia o considerăm că este una din căile importante de îmbunătăţire a eficienţei economice, deoarece această preocupare se referă la toţi salariaţii, atît muncitori, cît şi personal de supraveghere, conducere şi concepţie.

În industria minieră calea principală de creştere a eficienţei activităţii economice a întreprinderilor este folosirea raţională a forţei de muncă, adică creşterea productivităţii muncii. În această ramură modul de organizare a producţiei şi a muncii are o însemnătate deosebită, avînd în vedere că aproape jumătate din cheltuielile de producţie le reprezintă plata manoperei. De aceea, acţiunea cu privire la organizarea ştiinţifică a producţiei şi a muncii necesită o atenţie deosebită din partea tuturor salariaţilor, fiind calea principală de creştere a eficienţei economice a activităţii întreprinderilor miniere.

Măsurile pentru creşterea productivităţii muncii sînt multiple şi nu ne vom opri asupra lor.

Măsurile indicate pînă acum pentru realizarea concentrării şi creşterii producţiei influenţează şi asupra creşterii productivităţii muncii, se întrepătrund cu cele specifice pentru buna utilizare a forţelor de muncă. Ele se încadrează în acţiunea generală de organizare a producţiei şi a muncii şi se realizează prin studierea atentă, atît a timpilor operaţionali în fronturile de lucru, cît şi a utilităţii fiecărui loc de muncă din regia de deservire, ca bază a luării de măsuri tehnice şi organizatorice.

Ansamblul de măsuri care duc la folosirea cît mai completă a timpului disponibil de lucru, atît al maşinilor, cît şi al oamenilor, se încadrează în acţiunea de concentrare în timp a producţiei, care grupează unele măsuri mai importante.

Astfel, studierea modului de utilizare a timpului de lucru pe fiecare fază a procesului de producţie şi precizarea măsurilor pentru eliminarea timpilor neproductivi prezintă importanţă deosebită, asigurîndu-se prin aceasta creşterea substanţială a productivităţii muncii.

Sînt numeroase cazurile cînd în scopul asigurării unei producţii sporite pe întreprindere, sînt puse în funcţie noi fronturi de lucru cu o plasare slabă de efective. În acest fel se creează, un număr sporit de abataje peste cît sînt necesare, cu plasare slabă şi, bineînţeles, conduce la viteze de avansare scăzute. Efectul imediat următor este necesitatea efectivelor neproductive sporite pentru deservire în special pentru transport, menţinerea unui număr mare de căi de aeraj etc.

De aceea se impune ca prin organizarea ştiinţifică a fronturilor de lucru, prin asigurarea acestora cu efective calificate în limita unei plasări optime, să se obţină creşterea capacităţii de producţie a acestora ca una din formele de bază a concentrării producţiei. Această măsură, care trebuie să aibă la bază raţionalizarea folosirii efectivelor, va duce la creşterea ponderii muncitorilor de bază, prin reducerea numărului muncitorilor auxiliari.

În industria minieră, mecanizarea operațiilor în fronturile de lucru duce la creșterea capacității de producție a acestora și la reducerea numărului de muncitori în activitatea de bază. Cum pentru anii viitori se prevăd creșteri simțitoare ale gradului de mecanizare în special în abataje, înseamnă că numărul muncitorilor va fi în continuă scădere. Acest fenomen inevitabil în minerit nu trebuie însă socotit ca o contradicție cu preocuparea pentru creșterea ponderii muncitorilor de bază. Activitățile de deservire a procesului de producție au rezerve importante de creștere a productivității muncii. Prin mecanizarea și automatizarea transportului, aprovizionarea cu materiale, mai buna organizare a întregului efectiv auxiliar trebuie asigurată reducerea substanțială a acestuia. În acest fel proporția muncitorilor de bază poate și trebuie să crească, numai astfel asigurîndu-se creșterea productivității muncii pe întreprindere.

Mai buna organizare a muncii în cadrul procesului de producție reclamă întărirea muncii de îndrumare tehnică și organizatorică, precum și asigurarea supravegherii și controlului executării sarcinilor, adică întărirea disciplinei în muncă, folosirea cît mai completă a timpului de lucru și crearea de condiții pentru desfășurarea ritmică a procesului de producție.

O condiție a creșterii productivității muncii este elaborarea și acordarea de norme de muncă și timp reale, fundamentate, la condițiile de dotare tehnico-materială a muncii, ca rezultat al tuturor măsurilor tehnice și organizatorice amintite. Dezvoltarea calitativă a activității în industria minieră impune ca normele să se îmbunătățească continuu cu influența factorilor noi tehnici, organizatorici, naturali, pentru a realiza caracterul mobilizator în conformitate cu legile obiective ale dezvoltării.

Dezvoltarea industriei miniere necesită, de asemenea, perfecționarea sistemului informațional ale cărui caracteristici vor trebui să fie rapiditatea și o mai mare mobilitate pentru a putea lua măsurile necesare ce se impun în anumite situații.

Prin introducerea și folosirea metodelor economico-matematice, precum și a mașinilor de calcul automate, se poate asigura rapiditatea și exactitatea lucrărilor de planificare, centralizare, raportare și, ceea ce este foarte important, creșterea productivității muncii la personalul tehnico-administrativ.

Desigur că în rezolvarea acestor probleme majore, în găsirea căilor și mijloacelor care să contribuie la îmbunătățirea eficienței economice a întreprinderilor, un rol însemnat revine cadrelor de ingineri și economiști. Aceștia trebuie să cunoască în amănunțime situația existentă în întreprinderi, să cunoască fenomenele noi care apar în procesul dezvoltării industriei miniere. Pe baza cunoașterii realităților concrete, trebuie să descopere cauzele existenței anumitor neajunsuri, rezervele pentru ridicarea pe mai departe a activității economice, precum și găsirea căilor care să contribuie la realizarea acestui deziderat.

Studiul rețelei optime și eficiența economică a lucrărilor geologice în explorarea zăcămintelor de substanțe minerale utile solide (I)*

Dr. ing. GH. DOBRE și ing. I. SILAȘI

Congresul al IX-lea al Partidului Comunist Român a stabilit un vast program de dezvoltare a economiei, culturii și a întregii vieți social-politice a țării. În cadrul acestui măreț program, un rol important îi revine activității de cercetare (prospectare și explorare) a subsolului patriei noastre, pentru a pune la îndemînă economiei naționale noi și variate surse de materii prime minerale.

Încă din primii ani ai construcției socialiste preocupările pentru lărgirea continuă a bazei de materii prime au stat în centrul atenției organelor conducătoare de partid și de stat. Ca urmare, activitatea geologică cunoaște o largă și multilaterală dezvoltare. Fondurile cheltuite pentru activitatea geologică în ultimii 15 ani se ridică la peste 26 miliarde lei, iar în planul cincinal 1966—1970 sînt prevăzute pentru activitatea geologică fonduri în valoare de peste 16 miliarde lei.

O atenție deosebit de mare trebuie să fie acordată modului rațional de folosire a fondurilor alocate, astfel ca acestea să aibă eficiența economică maximă.

Este cunoscut faptul că, în ansamblu, cercetarea geologică se efectuează în următoarele etape :

1. *Cartarea geologică*, prin care se urmărește întocmirea de hărți, inventarierea ivirilor de substanțe minerale utile, aprecierea posibilităților de existență în subsol a acumulărilor de substanțe minerale utile și furnizarea de elemente noi în vederea stabilirii zonelor de perspectivă și a rezervelor de prognoză.

2. *Prospecțiunea geologică*, preliminară și de detaliu, avînd ca scop cunoașterea condițiilor geologice de existență și concentrare a acumulărilor, a parametrilor orientativi de calcul al rezervelor și a condițiilor preliminare de valorificare pentru substanțe minerale utile solide și a condițiilor geologice privind posibilitățile de existență în adîncime a unor acumulări de substanțe minerale fluide. Prin prospecțiune geologică se urmărește aprecierea de rezerve de prognoză și calcularea de rezerve de categoria C_2, iar în unele cazuri și de rezerve de categoria C_1.

3. *Explorarea geologică*, preliminară și de detaliu, are ca scop stabilirea condițiilor geologice de zăcămînt, conturarea zăcămintelor și determinarea parametrilor cantitativi și calitativi necesari calculării și confirmării rezervelor de substanțe minerale utile și întocmirea proiectelor de exploatare. Pentru substanțele minerale utile solide, prin lucrările de explorare preliminară se urmărește, de regulă, promovarea de rezerve la categoria C_1, iar prin cele de explorare de detaliu promovarea de rezerve la categoriile C_1 și B.

Fiecare etapă de cercetare geologică furnizează datele necesare pentru fundamentarea trecerii la etapa următoare, volumul de cheltuieli crescînd, pe măsura adîncirii cercetărilor.

Din datele practice, rezultă că cel mai mare volum de cheltuieli se înregistrează în etapa de explorare cînd determinarea cantității și calității rezervelor trebuie dusă la un grad de cunoaștere suficient de mare, pentru a justifica cheltuielile de investiții necesare valorificării rentabile a zăcămîntului.

Pentru calculul rezervelor de substanțe minerale utile solide este necesară cunoașterea următoarelor elemente ale zăcămîntului : suprafața, grosimea, greutatea volumetrică și conținutul de componenți utili și cei dăunători.

Precizia cu care se determină suprafața zăcămîntului depinde îndeosebi de desimea lucrărilor executate pe conturul zăcămîntului. Greutatea volumetrică variind, pentru același zăcămînt, în limite strînse, determinarea ei nu ridică probleme deosebite. Numărul și repartiția lucrărilor geologice sînt determinate în ultimă instanță de necesitatea stabilirii cu o anumită precizie a grosimii zonei mineralizate și a conținutului în componenți utili și dăunători.

Pentru a se cunoaște cantitatea și calitatea reală a rezervelor ar trebui să se execute lucrări geologice prin care să se extragă întreaga cantitate de rezerve, ceea ce practic este imposibil. În realitate se execută un anumit număr de lucrări, prin care se extrage o cantitate oarecare de substanță minerală utilă, necesară determinării parametrilor de calcul al rezervelor. În acest fel rezervele calculate sînt afectate de erori. Important este să cunoaștem cu ce eroare obținem rezervele cînd se execută un număr dat de lucrări și, invers, care este numărul necesar de lucrări geologice pentru ca rezervele calculate să fie afectate de o eroare maximă fixată dinainte. Aceste probleme au o importanță economică deosebită, deoarece executarea unui volum exagerat de lucrări geologice conduce la micșorarea eficienței economice a acestora, iar atingerea unui grad de cunoaștere redus atrage după sine cunoașterea insuficientă a bazei de materii prime necesare

* Se supune discuției.

justificării investiţiilor pentru construcţia minelor noi sau dezvoltarea celor în funcţiune.

Rezolvarea celor două probleme enunţate se poate face prin aplicarea teoriei selecţiei din statistica matematică.

Folosirea instrumentului matematic în etapa explorării de detaliu devine eficace dacă în fazele anterioare de cercetare s-a făcut o analiză temeinică din punct de vedere geologic. Fără această examinare prealabilă, teoriile statistice nu numai că nu sînt utile, dar ele pot conduce chiar la rezultate contradictorii.

Înainte de a indica modul de lucru prezentăm sensul noţiunilor din statistica matematică care intervin în tratarea problemei, precum şi notaţiile respective.

Mulţimea tuturor elementelor privind grosimea şi conţinutul în componenţi utili ai unui zăcămînt o asimilăm cu noţiunea de colectivitate generală.

Volumul colectivităţii generale îl reprezintă numărul total de probe (conţinut, grosime) care s-ar putea extrage din zăcămînt, pînă la epuizarea lui. Se poate admite, fără a comite practic erori perceptibile, ipoteza că parametrii unui zăcămînt, determinaţi pe o probă, se menţine în secţiune transversală pe direcţia probei pe o suprafaţă de 1 m².

În aceste condiţii, pentru zăcămintele filoniene, stratiforme sau lenticulare, volumul colectivităţii generale va fi considerat egal cu suprafaţa zăcămîntului, exprimată în metri pătraţi. Dacă studiul desimii lucrărilor se face pe o anumită direcţie, atunci volumul colectivităţii generale va fi considerat egal cu lungimea zăcămîntului pe direcţia respectivă, exprimată în metri.

Substanţa minerală extrasă prin probele colectate din lucrările executate reprezintă o selecţie sau un sondaj. Volumul selecţiei este egal cu numărul probelor colectate din lucrările executate. În cazul zăcămintelor de grosime medie şi mică — caz cel mai frecvent în ţara noastră — o probă trebuie să traverseze zăcămîntul pe toată grosimea lui.

Caracteristicile care se vor studia sînt: grosimea zăcămîntului şi conţinutul în componenţi utili.

Notaţiile utilizate:

x_i este valoarea unei caracteristici (grosime sau conţinut) determinată pe o probă sau lucrare;

N — volumul colectivităţii generale;

n — volumul selecţiei (numărul lucrărilor executate);

m_0 — media colectivităţii generale (media reală);

m — medie de selecţie;

D — dispersia variabilei x pe ansamblul colectivităţii generale;

$D(x)$ — dispersia variabilei x într-o selecţie;

$D(m)$ — dispersia mediei de selecţie;

$\sigma(x)$ — abaterea medie pătratică (abatere tip sau standard) a variabilei x_i în colectivitatea generală;

$\sigma(x)$ — abaterea medie pătratică a variabilei x_i într-o selecţie;

$\sigma(m)$ — abaterea medie pătratică a mediei de selecţie;

e — eroarea relativă limită cu care se obţine media de selecţie m, în %;

P — probabilitatea ca eroarea e să nu depăşească o valoare dată;

z — coeficientul de probabilitate, determinat din condiţia:

$$P\left[\,|m - m_0| < z\,\sigma(m)\right] = 2\,\Phi(z),$$

unde $\Phi(z)$ este funcţia lui Laplace:

$$\Phi(z) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}}\int e^{-\frac{y^2}{2}}\,dy.$$

Stabilirea desimii optime a lucrărilor geologice se face în mod diferit, după cum zăcămîntul este omogen sau nu. Articolul de faţă se referă la zăcămintele omogene.

În asemenea zăcăminte, în care compoziţia mineralogică, variaţia grosimii, coeficientul de mineralizare şi gradul de tectonizare sînt aproximativ aceleaşi pe toată extinderea lor, studiul desimii lucrărilor se face cu ajutorul selecţiei simple nerepetate (exhaustive).

Reamintim faptul că studiul statistic al desimii lucrărilor geologice se face în urma obţinerii unui număr minim de date în faza explorării preliminare. Pe baza datelor obţinute din lucrările executate, se determină media de selecţie şi dispersia variabilei x_i în selecţia respectivă, după formulele [2]:

$$m = \frac{\sum_{i=1}^{n} x_i}{u} \qquad (1)$$

$$D(x) = \frac{N-1}{N}\cdot\frac{\sum_{n=1}^{n}(x_i - m)^2}{n-1} \approx \frac{\sum_{i=1}^{n}(x_i - m)^2}{n-1}. \qquad (2)$$

Dispersia mediei de selecţie în cazul sondajului simplu nerepetat este:

$$D(m) = (1-f)\cdot\frac{D(x)}{n},$$

unde (3)

$$f = \frac{n}{N}.$$

Media şi dispersia de selecţie dată de formulele (1) şi (2) estimează media şi dispersia teoretică (a colectivităţii generale), dacă numărul lucrărilor este suficient de mare.

Dacă s-ar executa același număr de lucrări geologice, însă în mai multe variante de amplasare, pentru media de selecție și dispersia ei s-ar obține valori diferite. Deci media de selecție este o variabilă aleatorie. După teorema limită centrală [3], pentru n suficient de mare, media de selecție are o distribuție normală, indiferent de distribuția variabilei x_i, cu media m_0 și dispersia dată de relația (3). Practic, pentru media de selecție se poate accepta distribuția normală, dacă [4]:

$n>10$ în cazul unor distribuții aproape simetrice;

$n>30$ pentru distribuții asimetrice.

În cazul distribuției normale a variabilei x_i, media de selecție are de asemenea o distribuție normală, indiferent de volumul selecției n [1].

În tot cursul prezentei lucrări se va presupune că numărul lucrărilor geologice executate, pe rezultatele cărora se bazează studiul statistic al unui zăcământ, este suficient pentru a se putea aplica teorema limită centrală.

În cazul zăcămintelor omogene, în care costul lucrărilor nu depinde de locul de amplasare, se ridică următoarele probleme:

1. Determinarea erorii care afectează cantitatea și calitatea rezervelor într-un zăcământ explorat;
2. Stabilirea desimii lucrărilor geologice necesare, astfel ca eroarea care afectează cantitatea și calitatea rezervelor să nu depășească o valoare maximă fixată dinainte;
3. Stabilirea desimii optime a lucrărilor geologice.

Menționăm că unele aspecte ale problemelor de mai sus au fost deja studiate [6] de aceea, în cele ce urmează nu vom trata aspectele care au fost analizate de către aceștia.

I. Determinarea erorii care afectează cantitatea și calitatea rezervelor într-un zăcământ explorat

Presupunînd că într-un zăcământ sau pe o porțiune din acesta s-a executat un număr suficient de mare de lucrări pentru a se putea aplica teorema limită centrală, eroarea relativă limită care afectează rezervele calculate se determină cu ajutorul relației [6]:

$$e = \pm \frac{100\, z \sqrt{D(m)}}{m} = \pm \frac{100\, z \cdot \sigma(x)}{m} \cdot \sqrt{\frac{1-f}{n}}\,\% \quad (4)$$

Relația (4) are loc cu o probabilitate P care, o dată fixată, determină valoarea coeficientului de probabilitate z. În tabela 1 se dau cîteva valori ale lui z în funcție de P.

Tabela 1

P	0,90	0,91	0,92	0,93	0,94	0,95	0,96	0,97	0,98	0,99
z	1,645	1,695	1,750	1,812	1,881	1,960	2,054	2,170	2,326	2,576

Se consideră că practic, realizarea unui eveniment este aproape sigură dacă $P \geqslant 0{,}95$ [5].

Dacă în relația (4) x reprezintă grosimea zăcămîntului, atunci e este eroarea maximă cu care se obține cantitatea rezervelor, iar dacă prelucrarea se face în funcție de conținuturi, e este eroarea maximă care afectează calitatea rezervelor determinate.

În funcție de importanța economică a substanței minerale utile studiate se apreciază dacă eroarea obținută este suficient de mică sau dacă se impune îndesirea lucrărilor geologice. De asemenea, stabilirea acestor erori poate constitui un criteriu obiectiv pentru încadrarea rezervelor în categorii. Astfel, pe lîngă îndeplinirea celorlalte condiții privind încadrarea rezervelor în categorii, se pot adopta anumite limite pentru eroarea care afectează cantitatea și calitatea rezervelor, ca în tabela 2.

Tabela 2

Categoria de rezerve	%	
	cantitatea	calitatea
A	± 10	± 5
B	± 20	± 15
C_1	± 35	± 25

Considerînd eroarea absolută cu care se obține media de selecție [4]:

$$E = \pm z \cdot \sigma(x) \sqrt{\frac{1-f}{n}}. \quad (5)$$

Se poate determina, cu probabilitatea P, un „interval de încredere" pentru media teoretică:

$$m - E \leqslant m_0 \leqslant m + E. \quad (6)$$

Cu ajutorul inegalităților (6) se stabilește, cu o probabilitate P, intervalul în care se află valoarea reală a cantității rezervelor și a conținuturilor medii.

În relațiile (4) și (5), n reprezintă numărul lucrărilor sau probelor din zona studiată. Este important de subliniat faptul că mărimea erorii limită depinde de extinderea zonei respective. Cu cît mai mare este partea din zăcământ în care se determină eroarea limită, cu atît mai mică este această eroare și invers, ea fiind invers proporțională cu rădăcina pătrată a numărului lucrărilor executate în porțiunea respectivă.

Din această constatare rezultă necesitatea determinării erorii care afectează cantitatea și calitatea rezervelor pe porțiuni de extindere diferită în decursul explorării.

În faza explorării preliminare rezervele trebuie cunoscute în linii generale, fără cunoașterea lor în detaliu pe panouri sau blocuri de exploatare. În asemenea cazuri, eroarea limită

se determină pe ansamblul zăcămîntului, luîndu-se în considerare toate lucrările executate. Pe porțiuni mai mici ale zăcămîntului (corpuri de minereu, blocuri geologice etc.) aceste erori pot fi mai mari, dar pe ansamblu ele se compensează parțial, reducîndu-se la eroarea limită calculată.

Într-un zăcămînt explorat în detaliu, rezervele trebuie să fie suficient cunoscute și pe porțiuni mai mici, pînă la panoul sau blocul de exploatare. Datorită acestui fapt, cunoașterea erorii limită care afectează rezervele totale pe zăcămînt este nesatisfăcătoare, oricît de mică ar fi ea. Trebuie să ne asigurăm că gradul de cunoaștere al rezervelor este corespunzător și pe părți mai mici ale zăcămîntului. De aceea, eroarea limită trebuie determinată pe porțiuni. În acest sens se ridică problema de a stabili extinderea normală a zonei în care trebuie să se determine eroarea limită. În orice caz, rezervele explorate în detaliu trebuie să prezinte gradul de cunoaștere necesar pentru fundamentarea planificării producției curente. Considerăm că pentru zăcămintele explorate în detaliu, eroarea care afectează rezervele trebuie determinată pe o porțiune care să cuprindă cel mult rezervele echivalente cu producția pe un an. Indiferent de extinderea porțiunii de zăcămînt pe care se determină eroarea limită, abaterea medie patratică $\sigma(x)$ se calculează pe baza datelor obținute din toate lucrările executate în zăcămînt.

II. Stabilirea volumului lucrărilor geologice și a distanței dintre ele pentru ca rezervele să se cunoască cu o precizie fixată dinainte

În timpul cercetării unui zăcămînt se obțin date tot mai numeroase. Prelucrarea datelor obținute pe parcurs și utilizarea lor la orientarea lucrărilor geologice în viitor capătă o importanță economică deosebită.

Cu datele obținute din lucrările geologice executate se determină indicatorii statistici ai grosimii zăcămîntului și ai conținutului în componenți utili și dăunători (mediile de selecție și dispersiile), utilizîndu-se formulele (1), (2) și (3).

De asemenea, se determină indicii de variație ai grosimii și conținutului, cu ajutorul relației [5]:

$$v = \frac{100\,\sigma(x)}{m}\,\%. \qquad (7)$$

Pe baza acestor date se poate stabili volumul lucrărilor necesare pentru ca eroarea probabilă care afectează cantitatea și calitatea rezervelor să nu depășească o valoare dată e. În acest scop, inversînd funcția (4) se obține:

$$n = \frac{1}{\frac{e^2 m^2}{10^4 \cdot z^2 \cdot \sigma^2(x)} + \frac{1}{N}}. \qquad (8)$$

În relația (8), N reprezintă volumul colectivității generale, care este egal cu numărul ce exprimă suprafața zăcămîntului în metri pătrați dacă analiza se face pe o suprafață sau cu lungimea profilului exprimată în metri, dacă desimea lucrărilor se examinează pe un profil. Rezultă deci că N este de ordinul sutelor — sutelor de mii. În aceste condiții raportul $\frac{1}{N}$ este foarte mic și practic el poate fi suprimat, obținîndu-se numărul necesar de lucrări n cu o oarecare acoperire. Prin această aproximare, numărul lucrărilor geologice necesare pentru determinarea rezervelor cu o eroare mai mică decît e este:

$$n = \frac{10^4 \cdot z^2 \cdot \sigma^2(x)}{e^2 m^2}. \qquad (9)$$

Cantitățile $\sigma(x)$ și m se cunosc din lucrările executate, iar coeficientul de probabilitate z este determinat de probabilitatea fixată P. Punînd condiția ca eroarea e să nu depășească o limită dată, relația (9) conduce la numărul lucrărilor geologice necesare. Desimea lucrărilor geologice este determinată de unul din parametrii: grosime și conținut. Pentru a ști care din ei trebuie luat în considerare la stabilirea desimii lucrărilor geologice, se calculează indicii de variație ai grosimii și conținutului cu ajutorul formulei (7). În relația (9) se vor utiliza datele referitoare la parametrul cu indicele de variație mai mare. În ce privește eroarea maximă admisă aceasta se ia în funcție de importanța substanței, de valoarea ei economică, de volumul investițiilor necesare, de categoria rezervelor care urmează a se determina. De asemenea, avînd în vedere faptul că erorile care afectează calitatea rezervelor au o consecință economică mult mai importantă decît cele referitoare la cantitatea lor, pentru e se vor lua valori mai mici dacă desimea lucrărilor se stabilește în funcție de variația conținutului decît atunci cînd volumul acestor lucrări este determinat de variația grosimii. În vederea determinării rezervelor de categoria C_1 în zăcăminte care se încadrează în grupa I și II, numărul lucrărilor necesare se stabilește pe total zăcămînt. Apreciem că pentru determinarea rezervelor de categorii superioare, în faza explorării de detaliu, rezervele porțiunilor pe care se examinează desimea lucrărilor geologice nu trebuie să depășească producția de minereu pe an.

Numărul de lucrări geologice necesare se poate stabili atît pe o suprafață cît și pe un profil.

După ce s-a calculat numărul lucrărilor geologice pe un profil sau pe o suprafață, se determină distanța dintre ele. Dacă numărul lucrărilor geologice s-a calculat pe o suprafață atunci distanța dintre ele, în cazul unei rețele patratice, este:

$$d = \sqrt{\frac{S}{n}}, \qquad (10)$$

unde :

d este distanța dintre lucrări, m ;

S — suprafața zăcămîntului, m^2.

Din formula (10) rezultă un fapt important : la același număr al lucrărilor geologice, deci a erorii cu care se obțin rezervele, distanța dintre lucrări este cu atît mai mare cu cît suprafața zăcămîntului este mai mare. De aici rezultă că mărimea unui zăcămînt este un factor esențial la încadrarea lui în grupe.

Dacă n reprezintă numărul lucrărilor geologice necesare pe un profil, atunci distanța dintre ele este :

$$d = \frac{L}{n-1}, \qquad (11)$$

unde L reprezintă lungimea profilului în metri.

În cazul zăcămintelor de grosime mică, cercetate prin galerii direcționale, n reprezintă numărul probelor (pe o lucrare, pe un orizont, pe un panou etc.), iar d distanța dintre probe.

III. Stabilirea desimii optime a lucrărilor geologice

Pînă în prezent s-a arătat modul cum se determină eroarea limită care afectează rezervele calculate pe baza unui număr de lucrări executate, precum și numărul lucrărilor necesare pentru a obține rezervele cu o precizie dorită. În cele ce urmează ne propunem să determinăm volumul optim al lucrărilor geologice.

În relația (9) z, σ (x) și m sînt numere cunoscute. Considerînd eroarea e variabilă, relația (9) definește numărul lucrărilor geologice n, ca funcție de e. Ținînd seama de (7), relația (9) devine :

$$n = \frac{z^2 \cdot v^2}{e^2}. \qquad (12)$$

Reprezentînd grafic funcția (12) într-un sistem cartesian birectangular eon, se obține o curbă asimptotică la cele două axe de coordonate oe și on [1].

Pentru a prezenta mai sugestiv dependența dintre numărul lucrărilor geologice și eroarea limită care afectează rezervele determinate prin aceste lucrări, în tabela 3 se prezintă variația funcției :

$$e = \pm \frac{z \cdot v}{\sqrt{n}}, \qquad (13)$$

pentru diferite valori ale indicelui de variație v.

Pe baza datelor din tabela 3 s-a întocmit figura 1 care reprezintă graficul funcției (13), pentru diferitele valori ale indicelui de variație, considerînd o probabilitate $P = 0{,}95$, căreia îi corespunde un coeficient de probabilitate $z = 1{,}96$. Pentru indicele de variație s-au luat valori cuprinse între 20 și 150%, valori care pot interveni în practică. În acest fel s-a obținut o familie de curbe asimptomatice la cele două axe de coordonate. Din examinarea acestor curbe rezultă următoarele :

Începînd de la o valoare suficient de mare a numărului de lucrări n, executarea unor lucrări suplimentare atrage după sine o micșorare

Tabela 3

n	v													
	20	30	40	50	60	70	80	90	100	110	120	130	140	150
1	39,2	58,8	78,4	98,0	117,6	137,2	156,8	176,4	196,0	215,6	235,2	254,8	274,4	294,0
5	17,5	26,3	35,0	43,7	52,5	561,3	70,0	78,7	87,5	96,0	105,0	113,8	122,6	131,2
10	12,4	18,6	24,8	31,0	37,2	43,4	49,6	55,8	62,0	68,0	74,4	80,6	86,9	93,0
15	10,1	15,2	20,2	25,3	30,4	35,4	40,5	45,6	50,6	55,6	60,7	65,8	70,9	76,0
20	8,7	13,1	17,5	22,0	26,4	30,8	35,2	39,6	44,0	48,3	52,7	57,2	61,6	65,9
25	7,8	11,8	15,7	19,6	23,5	27,4	31,3	35,3	39,2	43,1	47,0	51,0	54,9	58,8
30	7,1	10,7	14,3	17,8	21,4	25,0	28,6	32,2	35,8	39,3	42,8	46,4	50,0	53,6
35	6,7	10,0	13,4	16,6	19,9	23,2	26,5	29,8	33,1	36,4	39,8	43,1	46,4	49,7
40	6,2	9,3	12,4	15,5	18,6	21,7	24,8	27,9	31,0	34,1	37,2	40,3	43,5	46,6
45	5,8	8,8	11,7	14,6	17,5	20,5	23,4	26,3	29,2	32,1	35,1	38,0	40,9	43,8
50	5,5	8,3	11,1	13,9	16,6	19,4	22,2	25,0	27,8	30,5	33,3	36,1	38,9	41,7
60	5,1	7,6	10,1	12,6	15,2	17,7	20,2	22,8	25,3	27,8	30,4	32,9	35,4	38,0
70	4,7	7,0	9,4	11,7	14,1	16,4	18,7	21,1	23,4	25,7	28,1	30,5	32,8	35,2
80	4,4	6,6	8,8	11,0	13,2	15,3	17,5	19,7	21,9	24,1	26,3	28,5	30,7	32,9
90	4,1	6,2	8,3	10,3	12,4	14,5	16,6	18,6	20,6	22,7	24,8	26,9	28,9	31,0
100	3,9	5,9	7,8	9,8	11,8	13,7	17,7	17,6	19,6	21,6	23,5	25,5	27,4	29,4
150	3,2	4,8	6,4	8,0	9,6	11,2	12,8	14,4	16,0	17,6	19,2	20,8	22,4	24,0
200	2,7	4,1	5,5	6,9	8,3	9,7	11,1	12,5	13,8	15,2	16,6	18,0	19,4	20,8
300	2,3	3,4	4,5	5,7	6,8	7,9	9,1	10,2	11,3	12,4	13,6	14,7	15,9	17,0

[1] În realitate, curba reprezentativă nu este asimptotică la axa on. După cum reiese din funcția (8), pentru $e = 0$, $n = N$. Curba (12) este asimptotică la ambele axe de coordonate, datorită aproximării făcute prin trecerea de la (8) la (9).

neînsemnată a erorii limită e deci efectuarea unor cheltuieli nejustificate. De exemplu, pe curba $v = 60\%$, la 50 lucrări executate ($n = 50$), rezervele sînt afectate de o eroare maximă de $\pm 16{,}6\%$. Executîndu-se un volum dublu de lucrări ($n = 100$) deci dublînd cheltuielile, eroarea cu care se determină rezervele se micşorează doar cu 4,8%, ceea ce este evident neraţional.

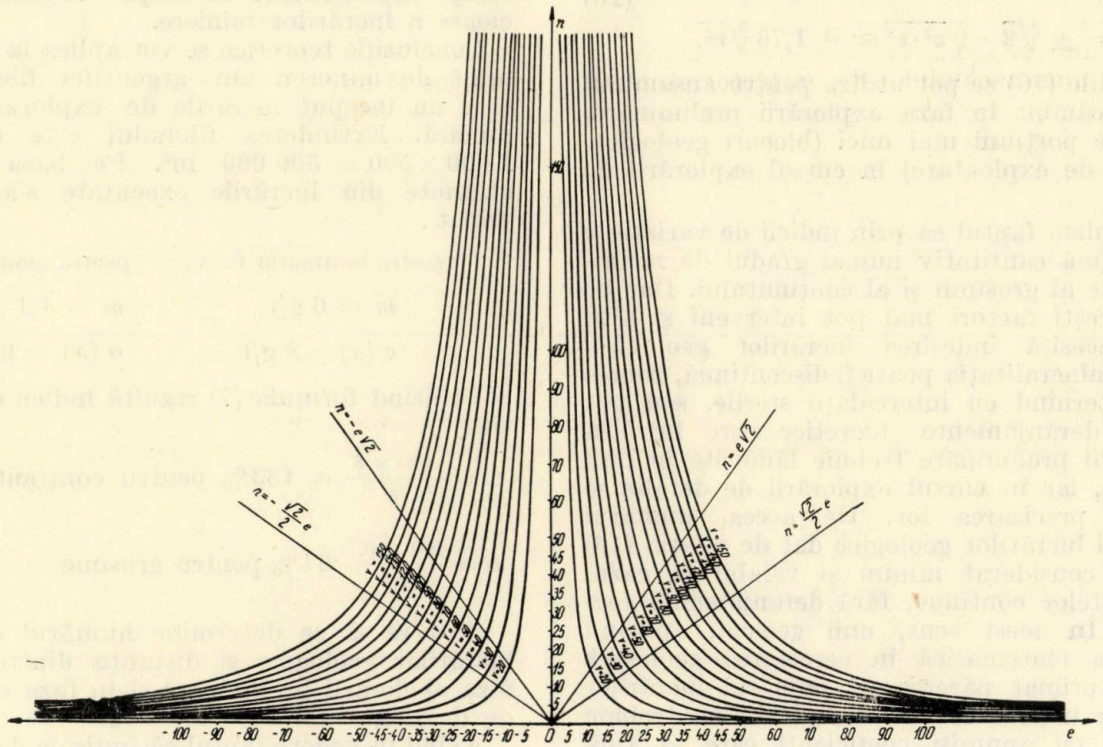


Fig. 1

Acest fenomen se petrece pe porţiunea aproape verticală a curbelor familiei (13).

Dacă invers, numărul lucrărilor care urmează să se execute se reduce sub o anumită limită, această reducere atrage după sine o majorare importantă a erorilor care afectează rezervele calculate, astfel încît economisirea sub minimul admis al cheltuielilor pentru cercetarea geologică poate avea consecinţe negative, în sensul neconfirmării în procesul de exploatare a indicatorilor cantitativi şi calitativi ai rezervelor. Acest fenomen se petrece pe porţiunea aproape orizontală a curbelor familiei (13).

Din cele arătate rezultă că nu este raţional să se execute prea multe dar nici prea puţine lucrări geologice. În aceste condiţii, în mod firesc, se pune problema de a stabili numărul optim al lucărilor geologice, problemă de importanţă deosebită în special în faza explorării preliminare.

În scopul determinării desimii optime a lucrărilor geologice pornim de la observaţia că această desime nu poate fi nici pe porţiunile aproape verticale, nici pe cele aproape orizontale ale curbelor familiei (13). Pe de altă parte se constată că atunci cînd $n \to \infty$ sau $e \to \infty$ curbele se apropie foarte mult de axa on, respectiv oe, deci distanţa dintre două curbe vecine devine din ce în ce mai mică.

Rezultă că desimea optimă a lucrărilor geologice pentru un v oarecare este dată de acel punct de pe curba corespunzătoare acestei valori a lui v care este cel mai îndepărtat de curbele vecine ($v - \Delta v$ şi $v + \Delta v$).

Pentru a afla punctul căutat determinăm traiectoriile ortogonale ale familiei de curbe (13) care sînt date de familia de curbe (14):

$$2n^2 - e^2 + c = 0. \qquad (14)$$

Traiectoriile ortogonale formează o familie de hiperbole avînd axa reală on pentru $c < 0$ şi oe pentru $c > 0$.

Pentru $c = 0$, hiperbolele (14) degenerează în două drepte reale:

$$e = \pm n\sqrt{2}. \qquad (15)$$

Pentru fiecare valoare a lui c se obţine cîte o hiperbolă care este normală la fiecare din curbele (13) şi le intersectează. Distanţa dintre punctele de intersecţie ale unei curbe (14) cu două curbe vecine (13) este maximă atunci cînd $c = 0$, deci cînd hiperbolele (14) degenerează în dreptele (15), ceea ce se verifică prin metoda multiplicatorilor lui Lagrange.

Intersectînd dreptele (15) cu familia (13) se obţine desimea optimă a lucrărilor geologice cît şi eroarea corespunzătoare.

$$n = \frac{\sqrt[3]{4}}{2} \cdot \sqrt[3]{z^2 \cdot v^2} \approx 1{,}1 \sqrt[3]{v^2},$$
$$e = \pm \sqrt[6]{2} \cdot \sqrt[3]{z^2 \cdot v^2} \approx \pm 1{,}76 \sqrt[3]{v^2}. \quad (16)$$

Relaţiile (16) se pot utiliza pentru ansamblul unui zăcămînt în faza explorării preliminare, cît şi pe porţiuni mai mici (blocuri geologice, panouri de exploatare) în cursul explorării de detaliu.

Subliniem faptul că prin indicii de variaţie v se exprimă cantitativ numai gradul de neuniformitate al grosimii şi al conţinutului. Dar pe lîngă aceşti factori mai pot interveni şi alţii care necesită îndesirea lucrărilor geologice. Astfel, mineralizaţia poate fi discontinuă, zonele utile alternînd cu intercalaţii sterile, sau pot apărea deranjamente teoretice care în faza explorării preliminare trebuie lămurite în linii generale, iar în cursul explorării de detaliu se impune precizarea lor. De aceea, numărul optim al lucrărilor geologice dat de relaţia (16) trebuie considerat minim şi valabil în cazul zăcămintelor continue, fără deranjamente tectonice. În acest sens, unii geologi, aplicînd statistica matematică în cercetarea geologică şi-au exprimat părerea că numărul lucrărilor geologice indicat de formulele statistice trebuie majorat cu anumiţi coeficienţi care să ţină seama de factorii geologici neexprimaţi cantitativ. Considerăm că ţinînd seama de factorii geologici, numărul optim al lucrărilor geologice poate creşte pînă la intersecţia curbelor (13) cu dreptele :

$$n = \pm e \sqrt{2} \quad (17)$$

care sînt simetrice cu dreptele (15) faţă de bisectoarele axelor de coordonate.

Dreptele (17) intersectează curbele (13) în punctele :

$$n = \sqrt[3]{2} \cdot \sqrt[3]{z^2 \cdot v^2} \approx 1{,}97 \sqrt[3]{v^2},$$
$$e = \pm \sqrt[6]{32} \cdot \sqrt[3]{z^2 \cdot v^2} \approx \pm 1{,}40 \sqrt[3]{v^2}. \quad (18)$$

Ţinînd seama de relaţiile (16) şi (18),rezultă intervalul optim al numărului lucrărilor geogloice, precum şi erorile limită corespunzătoare :

$$1{,}1 \sqrt[3]{v^2} \leqslant n \leqslant 1{,}97 \sqrt[3]{v^2},$$
$$1{,}76 \sqrt[3]{v^2} \geqslant |e| \geqslant 1.40 \sqrt[3]{v^2}. \quad (19)$$

Alegînd cu discernămînt o valoare cuprinsă în intervalul (19) pentru volumul lucrărilor geologice, se evită atît cheltuielile neraţionale cît şi riscul de a cunoaşte insuficient rezervele determinate. Dacă explorarea preliminară se face prin foraje, întrucît aceste lucrări nu pot fi utilizate ulterior în procesul de exploatare, numărul lor se va lua la limita inferioară ($1{,}1 \sqrt[3]{v^2}$), chiar dacă executarea acestora conduce numai la rezerve de categoria C_2. Doar după terminarea acestui volum minim de lucrări se va reexamina necesitatea executării unor foraje suplimentare în scopul orientării judicioase a lucrărilor miniere.

Concluziile teoretice se vor aplica la un zăcămînt de minereu auro-argentifer filonian, în care au început lucrările de explorare preliminară. Extinderea filonului este de circa $1\,000 \times 500 = 500\,000$ m^2. Pe baza datelor obţinute din lucrările executate s-au determinat :

pentru conţinutul în Au :	pentru grosime :
$m = 6$ g/t	$m = 1{,}1$ m
$\sigma(x) = 8$ g/t	$\sigma(x) = 0{,}7$ m

Utilizînd formula (7) rezultă indicii de variaţie :

$v = \frac{100 \times 8}{6} = 133\%$ pentru conţinutul în Au

$v = \frac{100 \times 0{,}7}{1{,}1} 64\%$ pentru grosime

Se cere să se determine numărul optim al lucrărilor geologice şi distanţa dintre ele, în faza explorării preliminare şi în faza explorării de detaliu.

Avînd în vedere faptul că indicele de variaţie al conţinutului în Au este mai mare decît acela al grosimii cît şi faptul că în cazul zăcămintelor de minereuri, calitatea rezervelor trebuie cunoscută suficient de exact, desimea optimă a lucrărilor geologice se va determina în funcţie de conţinutul în Au.

În cazul considerat, inegalităţile (19) devin :

$$1{,}1 \sqrt[3]{133^2} \leqslant n \leqslant 1{,}97 \sqrt[3]{133^2},$$

sau

$$30 \leqslant n \leqslant 53.$$

Ţinînd seama de importanţa cunoaşterii conţinutului în aur, se va admite limita superioară a numărului lucrărilor geologice, deci în faza explorării preliminare urmează să se execute $n = 53$ lucrări geologice. Distanţa dintre ele, stabilită cu formula (10), este :

$$d = \sqrt{\frac{500\,000}{53}} = \sqrt{9\,434} = 97 \approx 100 \text{ m}.$$

Prin executarea acestor lucrări cantitatea şi calitatea rezervelor luate pe ansamblul zăcămîntului vor fi afectate cu o probabilitate de 0,95 (deci $z = 1{,}96$), de următoarele erori limită relative, stabilite cu ajutorul formulei (13);

Cantitatea rezervelor :

$$e = \pm \frac{1{,}96 \cdot 64}{\sqrt{53}} \approx \pm 17{,}2\%.$$

Calitatea rezervelor :

$$e = \pm \frac{1{,}96 \cdot 64}{\sqrt{53}} \approx \pm 35{,}8\%.$$

Cu erorile maxime adoptate în tabela 1, rezultă că în zăcămîntul considerat, explorarea preliminară este raţional să fie oprită la rezerve de categoria C_2.

După executarea celor 53 lucrări se încheie faza explorării preliminare şi pe baza unui memoriu de etapă se trece la explorarea de detaliu cu lucrări miniere. Avînd în vedere faptul că grosimea zăcămîntului este mică, cercetarea se va face prin galerii direcţionale şi suitori din care se colectează probe-brazde, fiecare probă constituind cîte un punct de cunoaştere.

În continuare vom stabili distanţa optimă dintre probe. Dacă zăcămîntul ar avea o grosime care nu se înscrie în secţiunea unei lucrări normale de cercetare, distanţa dintre nişele de cercetare s-ar determina luînd în considerare un volum de rezerve echivalent cu producţia pe un an. Deoarece colectarea unei probe reclamă cheltuieli mici în raport cu costul lucrărilor miniere care se execută, în cazul considerat distanţa dintre probe se va determina pornind de la cea mai mică unitate de calcul, panoul de exploatare, de dimensiuni 30 ×50 m. Suma lungimilor tuturor loturilor unui panou de exploatare este :

$$L = 2\,(50+30) = 160 \text{ m}.$$

Din fiecare panou urmează să se colecteze $n = 53$ probe, distanţa dintre ele fiind :

$$d = \frac{160}{53} \approx 3 \text{ m}.$$

Pe fiecare panou de exploatare, cantitatea şi calitatea rezervelor vor fi afectate de erorile limită maxime ±17,2%, respectiv ±35,8%. Considerînd că producţia anuală care urmează să se realizeze după explorarea de detaliu este de circa 150 000 t/an, înseamnă că se vor exploata anual circa 30 panouri. Numărul total al probelor colectate din cele 30 panouri, ţinînd seama şi de faptul că o parte din suitorii şi din galeriile direcţionale delimitează două panouri vecine, este de circa 1 000.

Erorile limită relative care afectează cantitatea şi calitatea rezervelor explorate detaliat şi echivalente cu producţia pe un an sînt :

Pentru cantitatea rezervelor,

$$e = \pm \frac{1{,}96 \cdot 64}{\sqrt{1\,000}} \approx \pm 4\%.$$

Pentru conţinutul în Au :

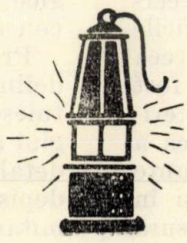
$$e = \pm \frac{1{,}96 \cdot 133}{\sqrt{1\,000}} \approx \pm 8\%.$$

Concluziile care se desprind din exemplul considerat sînt următoarele :

În faza explorării preliminare este raţional să se execute o reţea de lucrări de 100/100 m, care conduce la cunoaşterea în linii generale a rezervelor la nivelul categoriei C_2. În această fază sînt necesare circa 53 lucrări (puncte de cunoaştere).

În faza explorării de detaliu, lucrările miniere care compartimentează zăcămîntul în panouri de exploatare trebuie probate la echidistanţe de circa 3 m. Deşi pe panouri de exploatare erorile maxime probabile sînt relativ mari (circa 17% pentru cantitatea şi circa 36% pentru conţinutul în Au), pe ansamblul rezervelor care se prevăd a fi exploatate anual, aceste erori sînt foarte mici (circa 4% pentru cantitate şi circa 8% pentru calitate). Rezervele explorate în detaliu pot fi încadrate în categoriile B şi C_1.

Pentru asigurarea îndeplinirii planului anual în preliminarul de producţie, trebuie prevăzute în plus circa 4 panouri de rezervă ţinînd seama de erorile probabile determinate.



Îmbunătățirea eficienței în activitatea geologică

Geol. I. GRIGORE

Documentele Congresului al IX-lea al P.C.R. au scos în evidență relația strînsă dintre dezvoltarea industriei țării și valorificarea rațională a resurselor, în funcție de necesitățile imediate și de perspectivă.

Introducerea în circuitul economic a diferitelor substanțe minerale utile și valorificarea superioară și eficientă a acestora reprezintă un factor hotărîtor în dezvoltarea industriei noastre socialiste.

În această activitate complexă, geologiei îi revine sarcina de a găsi substanțe minerale utile, de a lărgi baza de materii prime minerale existentă din subsolul românesc și de a determina condițiile geologice și hidrogeologice, adică condițiile naturale în care pot fi extrase aceste substanțe.

În perioada 1966—1970 s-au alocat pentru activitatea geologică peste 16 miliarde lei pentru descoperirea de noi rezerve de țiței, gaz metan, cărbuni, minereuri de fier, neferoase, nemetalifere și roci și minerale utile.

Avînd o pondere atît de mare în cadrul economiei naționale, activitatea geologică trebuie să se desfășoare în condiții de eficiență economică, adică rezerva pusă în evidență să coste cît mai puțin posibil și să se poată valorifica în condiții economice.

În această acțiune concurează o serie de factori, dintre care unii de concepție și orientare și alții de execuție.

Factorii de concepție se referă la orientarea, repartizarea și dimensionarea fondurilor pe substanțe și regiuni în funcție de potențialul de materii prime, la metodele de prospecțiune și de explorare aplicate, la densitatea punctelor de cercetare și la mijloacele de realizare a cercetărilor.

Factorii de execuție se referă la organizarea acțiunii de prospectare și explorare, la alegerea utilajelor, la modul de utilizare a oamenilor și mașinilor.

În continuare vom examina cîteva din aceste aspecte și vom da unele indicații în scopul ca activitatea geologică să devină mai eficientă.

Trebuie să mărturisim de la început că cercetările geologice în prezent sînt mai dificile decît în trecut. Acest fapt se explică prin aceea că în ultimii 20 ani acțiunea de cercetare a fost intensificată și a cuprins aproape întregul teritoriu al țării. Cercetarea aceasta sistematică a dus la depistarea unora din ivirile de substanțe utile la suprafața terenului. În prezent și în viitor este necesar să se folosească într-o măsură mai mare căi indirecte pentru găsirea acumulărilor de substanțe minerale utile.

În primul rînd se impune descifrarea structurilor geologice care să prezinte condiții favorabile de acumulare, apoi depistarea formațiunilor geologice și stabilirea succesiunii petrografo-litologice comparativ cu corespondentele lor din țările vecine, unde există zăcăminte de substanțe minerale utile, folosirea unei serii de indicatori care condiționează acumulările de substanțe minerale utile etc.

Pentru a nu risca să facem digresiuni, este bine să se rețină că cercetările geologice prezintă dificultăți mai mari decît în trecut.

Factorii de concepție

Unul dintre factorii de seamă care concură la îmbunătățirea eficienței geologice este dirijarea și orientarea fondurilor către regiunile cu cel mai mare potențial de rezerve. După părerea noastră de acest factor sînt legate rezultate maxime, minime sau negative. Această orientare nu poate fi făcută în mod întîmplător și trebuie bazată pe o înaltă concepție, o gîndire profundă și multilaterală, pe o experiență acumulată în timp. Toate acestea trebuie corelate cu rezultatele cercetărilor complexe: geologice, geofizice și geochimice. Stabilirea rezervelor de prognoză nu trebuie făcută prin apreciere sau printr-o simplă intuiție ci ea trebuie să rezulte din interpretarea datelor obținute prin aplicarea unui complex de metode simple și puțin costisitoare, combinate cu experiența și concepția geologică.

Dirijarea fondurilor geologice trebuie legată de existența unui studiu comparativ între diferite regiuni cu diverse potențiale și rezerve. Dimensionarea fondurilor geologice pe regiuni trebuie să fie în strînsă legătură cu valorile acestor potențiale și cu calitatea substanței utile.

Orientarea și dimensionarea fondurilor geologice în mod științific, argumentat, duce la obținerea rezultatelor maxime, adică la o investiție mică cu maxim de rezerve, după cum orientarea întîmplătoare a fondurilor duce la rezultate minime sau negative, adică un efort material maxim și un volum de rezerve redus.

Necesitatea obținerii de elemente cît mai valoroase pentru orientarea fondurilor geologice, pentru lucrările de explorare impune o concepție nouă în efectuarea prospecțiunilor.

Prospecțiunea nu trebuie să însume numai o delimitare a formațiunilor geologice care alcătuiesc regiunea în vederea obținerii unei imagini a structurii geologice, ci o cercetare foarte detaliată pe fiecare formație geologică pentru depistarea substanțelor minerale utile cu delimitarea aproximativă a acumulărilor de substanțe minerale utile, cu cercetarea chimică și mineralogică a acestora, stabilirea eventualelor sorturi de minereu în funcție de compoziția mineralogică și chimică care să dea indicații asupra posibilității și metodelor de preparare,

determinarea condițiilor geologice și hidrogeologice etc. În funcție de complicațiile regiunii și de caracteristicile mineralizărilor, să se aplice metode complexe geologice, geochimice și geofizice, care să permită o interpretare unică valabilă.

Toate elementele obținute dintr-o prospecțiune să permită realizarea unui calcul economic, care să fundamenteze continuarea sau abandonarea cercetării.

Rezervele de prognoză trebuie să fie fundamentate pe elementele rezultate dintr-o prospecțiune complexă și completă.

Tot între factorii de concepție intră și alegerea rețelei de cercetare în fazele de explorare preliminară și de detaliu pentru obținerea elementelor necesare cunoașterii cît mai complete a zăcămîntului.

Considerăm că rețelele de cercetare a zăcămintelor nu pot fi tipizate, deoarece caracteristicile zăcămintelor prezintă variații în limite foarte largi cu privire la intensitatea, frecvența și repartiția mineralizărilor, la întinderea, forma, grosimea, modul de așezare în spațiu, la frecvența și mărimea accidentelor tectonice etc.

Această rețea se poate aprecia cu oarecare aproximație pe baza elementelor furnizate de prospecțiuni, dacă acestea s-au făcut în condiții cît mai bune și mai complete, așa cum s-a indicat mai înainte.

În tot cazul, se impune ca rețeaua de cercetare să fie etapizată, pornind de la o rețea foarte largă și în funcție de rezultatele obținute să se treacă ulterior la rețele mai strînse.

Consumul de fonduri este proporțional cu creșterea densității punctelor de cercetare, ceea ce impune o deosebită atenție la trecerea de la faza de explorare preliminară la explorarea de detaliu.

Această atenție se referă atît la densitatea de cercetare, cît și la metoda și felul lucrărilor folosite în faza finală a cercetării de detaliu.

În această fază cercetarea de detaliu trebuie acordată și cu concepția de deschidere și de exploatare a zăcămîntului.

Această idee este susținută de considerații economice și tehnice. Cele economice se referă la evitarea de cheltuieli inutile cu cercetarea de detaliu cu o metodă și cu lucrări care nu mai pot folosi ulterior în faza de exploatare. Cele tehnice sînt dictate de consecințele provocate în unele zăcăminte de lucrările executate în faza de detaliu asupra lucrărilor de deschidere, în cazul cînd ele n-au fost acordate la timp.

Trecerea de la faza de explorare preliminară la cea de detaliu este reglementată în prezent și de H.C.M. nr. 294/1967 care prevede :

„Pentru substanțele minerale utile solide, trecerea de la explorarea preliminară la explorarea de detaliu se face pe baza unui studiu tehnico-economic de etapă, necesar stabilirii posibilităților de valorificare economică, întocmit de beneficiarul lucrărilor și avizat de Comitetul de Stat al Geologiei și Comitetul de Stat al Planificării".

Rezultă că orice întreprindere de explorare trebuie să-și întocmească un raport geologic cu situația rezervelor la finele etapei de explorare preliminară a unui zăcămînt, pe baza căruia să se elaboreze un studiu tehnico-economic de valorificare a substanței. În funcție de rezultatul acestui studiu se poate trece la explorarea de detaliu a zăcămîntului.

Această reglementare este necesară pentru îmbunătățirea eficienței geologice, în sensul că explorarea de detaliu, adică etapa în care se consumă cele mai multe fonduri, se realizează numai pe zăcămintele care pot fi valorificate în condiții economice.

Este util ca pe parcursul executării lucrărilor de explorare să se facă interpretări în diverse faze de cercetare și eventual calcule de estimare a rezervelor.

La finalizarea lucrărilor de explorare este deosebit de important să se studieze diferite metode de calcul al rezervelor pentru fundamentarea uneia care să țină seamă de caracteristicile zăcămîntului deoarece se constată că între diversele metode de calcul ce se aplică la unele zăcăminte, rezultă diferență de valori uneori substanțiale.

Pentru evitarea unor greșeli la calculul conținutului metalic al zăcămîntului și în special la planificarea producției, eventual chiar pe parcursul cercetării zăcămîntului, este util să se aplice metodele de statistică matematică.

De asemenea, este util să se facă studii privind rețeaua de probare și analizare a zăcămîntului, pentru obținerea distanței optime dintre probe și care să permită cunoașterea calitativă cît mai corectă a zăcămîntului.

În vederea evitării unor greșeli și pentru îmbunătățirea eficienței geologice, ar fi util să se stabilească unele criterii cu caracter general pe diverse categorii de substanțe cu privire la cantitatea minimă de rezerve și la conținutul minim de elemente utile, eventual maxim de elemente dăunătoare. Aceste criterii ar putea servi la orientarea mai judicioasă a activității geologice, la evitarea unor greșeli de cercetare în detaliu a unor zăcăminte care nu prezintă interes economic și care sînt abandonate după ce cercetarea geologică a consumat sume considerabile.

În această ordine de idei exploratorul, pentru a avea siguranță că nu greșește, a știi cînd să întrerupă consumul de fonduri pentru cercetarea unor presupuse zăcăminte, trebuie să păstreze o legătură permanentă cu beneficiarul acestor substanțe, cu necesitățile de producție, cu posibilitățile de valorificare economică a diverselor mineralizări.

Am enumerat cîţiva dintre factorii de concepţie care ar putea contribui la îmbunătăţirea eficienţei în activitatea geologică, indicînd şi unele măsuri menite să conducă la scopul propus.

Factorii de execuţie

Fără a subestima factorii de execuţie în cercetarea geologică, totuşi aceştia derivă într-o oarecare măsură din factorii de concepţie. Trebuie să mărturisim că la unele tipuri de zăcăminte factorii de execuţie pot avea o pondere mai mare în evaluarea eficienţei geologice.

Aceşti factori se referă la modul de executare a lucrărilor geologice, la utilajele întrebuinţate şi la gradul de utilizare a maşinilor şi oamenilor.

Aceşti factori pot contribui la ridicarea eficienţei geologice în modul următor:

Lucrările de prospecţiune pot fi realizate în condiţii mai economice prin folosirea tuturor elementelor pe care le oferă terenul, în condiţii naturale. Indicaţiile terenului sînt extrem de variate începînd de la cele pe baza cărora se pot stabili suficient de corect limitele formaţiilor geologice şi pînă la cele care dau indicaţii asupra existenţei substanţei minerale utile şi eventual chiar asupra calităţii acesteia. Prin folosirea la maximum a elementelor naturale din teren, se elimină parţial lucrările artificiale reprezentate prin lucrări miniere şi foraje care, în general, sînt lucrări costisitoare.

Utilajele pentru realizarea lucrărilor de prospecţiune şi explorare preliminară se aleg în funcţie de condiţiile de zăcămînt şi de rezultatele unui calcul economic comparativ, folosind diferite utilaje, cu obţinerea unor rezultate concludente. În această situaţie trebuie avut grijă să nu sufere cu nimic calitatea elementelor necesare pentru interpretarea geologică.

Pentru majoritatea zăcămintelor, prospecţiunea şi explorarea preliminară se pretează a se face cu lucrări de foraj. În acest sens este util ca instalaţiile să fie astfel alese încît să fie adecvate condiţiilor geologice din teren, pentru obţinerea unor viteze maxime de înaintare şi a recuperajelor în proporţii necesare nevoilor de probare şi interpretare.

Organizarea activităţii de foraj prin folosirea raţională a oamenilor care manipulează instalaţiile, prin creşterea timpului de funcţionare a instalaţiilor, prin adaptarea carotierelor la natura rocilor, prin organizarea mai atentă a manevrelor, prin eliminarea timpilor morţi etc. sînt factori esenţiali care contribuie la scăderea preţului de cost pe metru forat şi respectiv la ridicarea eficienţei geologice.

Folosirea carotajului geofizic în gaura de sondă trebuie să fie condiţionată de posibilitatea de interpretare a tuturor formaţiilor geologice interceptate, astfel încît să permită, pe anumite intervale, o avansare rapidă, fără obligaţii de recuperare a rocilor sterile.

În faza de explorare de detaliu, cînd cercetarea trebuie făcută pentru o mare parte din zăcăminte, cu ajutorul lucrărilor miniere, în afara de alegerea şi folosirea utilajelor pentru executarea acestor lucrări, apar probleme legate de mărimea profilelor acestor lucrări, de modul de armare etc.

În situaţia în care elementele obţinute cu cercetarea zăcămîntului în faza de explorare preliminară nu sînt concludente pentru valorificarea economică a acestuia, lucrările miniere trebuie executate la profile cît mai economice, iar armătura folosită să aibă un caracter provizoriu. De asemenea, lucrările auxiliare necesare executării lucrărilor de bază trebuie reduse la minimum necesar.

Aceste condiţii se impun din motive de incertitudine a exploatabilităţii zăcămîntului, iar în cazul abandonării, pierderile să fie cît mai mici.

În cazul cînd rezultatele prospecţiunii şi al exploatării preliminare duc la concluzii certe cu privire la valorificarea economică a substanţei, lucrările din faza de explorare de detaliu trebuie executate la profilele necesare folosirii acestora şi în faza de exploatare, iar armarea lucrărilor trebuie executată în condiţii definitive.

Organizarea activităţii de execuţie a lucrărilor miniere şi de foraj trebuie făcută în mod ştiinţific.

Această organizare trebuie legată şi dimensionată, în primul rînd, de potenţialul de substanţe minerale utile din regiune.

Pentru regiunile cu perspective deosebite se întocmesc proiecte de ansamblu cu eşalonarea lucrărilor în timp, care să permită o organizare corespunzătoare executării lucrărilor.

Dimpotrivă pentru regiunile cu perspective reduse şi cu o durată scurtă de execuţie a lucrărilor, organizarea ia un caracter provizoriu, investiţiile de organizare fiind minime.

De asemenea, trebuie folosite acele utilaje care au cea mai mare productivitate, iar pentru regiunile accidentate trebuie alese instalaţii uşoare, mobile, care nu impun lucrări costisitoare de amenajare.

Factorii de execuţie trebuie corelaţi şi cu factorii de concepţie, pentru ca în final să se poată obţine un maximum de efect, respectiv maximum de rezerve, cu minimum de cheltuieli.

Armonizînd problemele legate de factorii de concepţie cu cele dependente de factorii de execuţie şi adaptînd totul la condiţiile naturale din teren, se poate îmbunătăţi simţitor eficienţa activităţii geologice.

Problema eficienței economice a cercetărilor miniere

Dr. ing. P. VLAD

În procesul complex al industrializării socialiste, un rol important îi revine industriei extractive miniere, chemată să realizeze o continuă dezvoltare a bazei de substanțe minerale utile, extragerea și valorificarea cît mai completă a acestora, în scopul asigurării cerințelor crescînde de materii prime ale economiei naționale. Sarcinile de producție prevăzute a se realiza în cincinalul în curs, cît și cele preconizate după anul 1970, în planul de perspectivă generală, ilustrează preocupările Ministerului Minelor pentru realizarea ritmului de dezvoltare a industriei minere din țara noastră, conform cu prevederile și hotărîrile partidului și guvernului.

Necesitatea soluționării multiplelor probleme pe care le ridică industria minieră în plină dezvoltare a impus creșterea volumului cercetării științifice în domeniul minier, atît pentru realizarea dinamicii prevăzute a producției, cît și, mai ales, pentru atingerea indicilor tehnico-economici cît mai ridicați și, pe cît posibil, comparabili cu cei realizați în condiții similare pe plan mondial. Evident, acest deziderat a impus, în primul rînd, organizarea adecvată a bazei materiale a cercetării științifice miniere și, în concordanță cu aceasta, cuprinderea în planurile anuale de cercetare a unor probleme și teme legate de cerințele producției și cu perspectiva unei eficiențe tehnico-economice concrete. În cadrul acestei orientări, an de an a crescut nu numai numărul temelor în planul de cercetare al Institutului de cercetări miniere, dar și complexitatea acestora.

În prezent, activitatea colectivelor de cercetare din institut, se desfășoară în concordanță cu prevederile „Programului unitar al cercetării științifice pe perioada 1966—1970" elaborat de către Consiliul Național al Cercetării Științifice și se caracterizează atît prin creșterea indicelui de încărcare și a numărului de faze de cercetare cît și prin abordarea de domenii noi, ca: cercetări economice și organizarea științifică a producției, cercetarea și asimilarea de noi utilaje miniere și de preparare, asecarea și traversarea formațiunilor acvifere etc. Din cele aproximativ 200 faze de cercetare în planul pe anul în curs circa 50% se realizează în colaborare cu centrele de cercetări sau unitățile productive din cadrul Ministerului Minelor, sau cu unități de cercetare din cadrul altor ministere. Aceasta oglindește preocuparea pentru rezolvarea în comun a unui număr mare de probleme concrete, generate de necesitățile prezente și viitoare ale producției ca: valorificarea de noi zăcăminte și substanțe minerale utile, creșterea productivității muncii și reducerea prețului de cost prin aplicarea de noi metode de exploatare, îmbunătățirea calității produselor miniere și lărgirea gamei de produse prin perfecționarea și aplicarea de noi tehnologii de preparare-valorificare etc. De remarcat că pe lîngă creșterea numărului temelor de cercetare cu caracter aplicativ, a crescut și numărul temelor de cercetare cu caracter fundamental. De asemenea, a crescut și numărul temelor date prin Planul de Stat (creștere de 100%).

În cursul anilor 1961 — 1966, în cadrul ICEMIN s-au încheiat lucrările de cercetare la 160 teme și probleme mai importante din domeniul tehnicii miniere și al preparării substanțelor minerale utile. Din situația din tabela 1 se observă că peste 2/3 din lucrările definitiv încheiate au fost aplicate în producție, respectiv valorificate pe diferite căi.

Tabela 1

Situația cercetărilor încheiate în perioada 1961—1966

Domeniul de cercetare	Numărul total al cercetărilor încheiate	din care:			
		aplicate	%	neaplicate	%
Cercetări de tehnică minieră	65	44	67,7	21	32,3
Cercetări de preparare și chimice	95	65	68,4	30	31,6
Total pe institut	160	109	68,1	51	31,9

Principalele forme prin care s-au valorificat rezultatele cercetărilor încheiate sînt următoarele:

— folosirea rezultatelor privind comportarea la preparare a substanțelor minerale utile pentru promovarea rezervelor explorate în categorii superioare;

— folosirea rezultatelor lucrărilor de cercetare pentru proiectarea noilor unități de exploatare și preparare a substanțelor minerale din zăcămintele identificate și explorate recent;

— stabilirea tehnologiilor de exploatare și preparare și perfecționarea continuă a acestora, în funcție de noile cuceriri ale științei și tehnicii;

— aplicarea rezultatelor cercetării direct în producție;

— folosirea rezultatelor cercetărilor fundamentale pentru orientarea acestora în faze superioare, pentru stabilirea căilor de abordare a unor probleme, pentru elaborarea și perfecționarea unor tehnologii noi etc.

Rezultă deci că formele de valorificare a rezultatelor cercetării sînt diferite și multiple. Rezultatele cercetării unei teme încheiate pot fi valorificate atît pentru promovare de rezerve, ca bază de proiectare, cît și prin aplicare directă în producție.

Experienţa arată că un important factor care condiţionează finalitatea cercetării este orientarea justă a planului tematic de cercetare, precizarea scopului şi conţinutului acestuia, care să corespundă nevoilor concrete ale procesului de producţie şi cerinţelor tehnico-economice precise.

În funcţie de cerinţele producţiei au fost abordate şi finalizate o serie de probleme concrete, rezolvate în general în termene scurte, după cum rezultă din exemplele de mai jos :

— studiul flotaţiei baritei din zăcămîntul de la Ostra, care a servit ca bază de proiectare pentru instalaţia de preparare a baritei ;

— separarea magnetitei din sterilul flotaţiei de la Bocşa, procedeu aplicat în instalaţia de preparare respectivă ;

— flotaţia colectivă urmată de separarea diferenţială a minereurilor de la Dognecea care se aplică la flotaţia Bocşa, aducînd economii apreciabile faţă de flotaţia diferenţială ;

— flotaţia de concentrate colective de plumb şi zinc din minereurile complexe, pentru prelucrare, prin procedeul metalurgic ISP, care se aplică la o serie de instalaţii de preparare, aducînd o cantitate importantă de metal în plus ;

— prepararea minereului de la Fundul Moldovei care a servit ca bază de proiectare pentru instalaţia ce se construieşte în prezent şi va intra în producţie în trim. IV-1967 ;

— încercări de preparare a cretei de la Murfatlar care au servit la proiectarea noii instalaţii de preparare a cretei ;

— experimentarea amestecurilor explozive simple care se aplică în cariere şi saline, aducînd importante economii ;

— experimentarea săpării suitorilor cu agregatul „Alimak" care se aplică actualmente în producţie aducîndu-se economii la costul săpării şi mărindu-se viteza de înaintare ;

— stabilirea profilului optim al lucrărilor miniere de explorare, deschidere şi pregătire care să asigure mecanizarea economică a săpării şi încărcării la minele de minereuri ;

— susţinerea galeriilor cu beton proiectat la minele de minereuri care se aplică începînd din 1964 şi aduce economii importante la preţul de cost al susţinerii, permiţînd totodată mărirea vitezei de înaintare. Este de notat că dintre temele de cercetare încheiate recent unele sînt în curs de aplicare încă în anul acesta, iar altele se vor aplica anul viitor.

Temele de cercetare pentru punerea în exploatare şi preparare a noilor zăcăminte, a căror rezolvare era în directă legătură cu rezultatele lucrărilor de explorare, precum şi unele probleme de cercetare de mare complexitate, au necesitat un timp mai îndelungat de rezolvare (4—5 ani). Lipsa de date geologice suficiente şi a altor date din teren nu a permis, întotdeauna, abordarea corectă de la început a cercetării, elaborarea unei tematici complete şi corespunzătoare, ceea ce a dus la prelungirea termenelor de încheiere a cercetărilor.

Dintre problemele de cercetare încheiate care au necesitat o perioadă de timp îndelungată pentru finalizare menţionăm :

— prepararea minereurilor complexe de la Leşul Ursului. Rezultatele obţinute au servit la punerea în valoare a zăcămîntului respectiv aplicîndu-se la proiectarea şi construirea flotaţiei Tarniţa ;

— studiul calităţii cărbunilor destinaţi CET-Craiova. Rezultatele au servit la proiectarea şi construirea centralei termoelectrice Işalniţa ;

— prepararea minereurilor complexe de la Dognecea. Cercetarea a contribuit la punerea în valoare a zăcămîntului respectiv şi s-a aplicat la proiectarea şi construirea flotaţiei de la Bocşa ;

— studiul preparării minereurilor de fier de la Căpuş—Cluj. Rezultatele tehnologice obţinute au fost aplicate la proiectarea uzinei de preparare ;

— prepararea minereurilor de la Moldova Nouă. Rezultatele au fost aplicate la proiectarea şi construirea uzinei de preparare ;

— studiul analitic şi al însuşirilor de cocsificare a huilelor din ţara noastră. Rezultatele s-au folosit la cunoaşterea calităţii cărbunilor cocsificabili de la C.C.V.J. şi I.M. Anina ;

— asecarea formaţiunilor acvifere la minele de lignit din cadrul I.M. Ploieşti, I.M. Cîmpulung, I.M. Oltenia şi I.M. Oradea. Aplicarea rezultatelor s-a făcut treptat, pe măsura desfăşurării lucrărilor şi precizării condiţiilor şi parametrilor de asecare, conducînd la cunoaşterea posibilităţilor de valorificare a rezervelor de lignit de sub nivelul hidrostatic, reducerea erupţiilor de borchiş şi precizarea condiţiilor de asecare a zăcămintelor ;

— experimentările privind viteza de dizolvare a sării pe modele, din zăcămintele în curs de exploatare prin sonde. Cercetarea respectivă are un caracter fundamental rezultatele servind pentru cunoaşterea factorilor de care depinde viteza de dizolvare a sării şi a posibilităţilor de influenţare a acestora. Unele concluzii ale experimentărilor au avut aplicare directă în producţie ;

— definitivarea monografiilor de susţinere metalică a abatajelor cu front lung pentru bazinele carbonifere Filipeşti de Pădure, Cîmpulung, Motru, Căpeni, Sălaj, Sărmăşag şi Voievozi. Aplicarea acestor monografii a avut ca rezultat creşterea productivităţii muncii şi reducerea consumului de lemn de mină ;

— elaborarea şi omologarea elementelor de susţinere metalică şi anume : stîlpi metalici de 6 dimensiuni cu înălţimi de la 0,8 m la 2,95 m şi greutăţi de 39—67 kg — după dimensiuni — şi grinzi metalice tubulare. Elementele de susţinere metalică, fabricate în ţară, sînt mai ief-

tine și mai ușoare decît cele din import. Experimentările de susținere metalică a abatajelor cameră și utilizarea dispozitivului de răpire a susținerii au dus la creșterea productivității muncii în aceste abataje, reducerea substanțială a consumului de lemn de mină și reducerea prețului de cost;

— metode noi de pregătire și exploatare în minele de lignit din bazinele Ardealul, Căpeni, Oltenia. Rezultatele aplicării se concretizează în creșterea productivității muncii și reducerea prețului de cost al cărbunelui.

Din analiza exemplelor menționate se desprinde faptul că durata mare a cercetărilor în domeniul preparării a depins de lipsa de date suficiente privind caracteristicile zăcămîntului, date care se obțineau treptat pe măsura dezvoltării lucrării de explorări miniere, cît și de modul cum metalurgia neferoasă a soluționat valorificarea concentratelor. Necesitatea precizării procedeelor metalurgice și a calității necesare a concentratelor au condus în unele cazuri la numeroase tatonări în preparare, la creșterea duratei de finalizare a studiilor. Pe de altă parte, desfășurarea și finalizarea problemelor de tehnică minieră a fost deseori în funcție de importul unor anumite utilaje de tăiere, de susținere, de încărcare și transport etc. la care a trebuit să se adapteze cercetările. Creșterea duratei de cercetare a unor teme sau, în anumite cazuri, aplicarea cu întîrziere a rezultatelor cercetărilor a micșorat efectul economic al acestora.

Menționăm că o serie de teme au fost încheiate cu rezultate nesatisfăcătoare, fie sub aspect tehnologic, fie sub aspect economic, iar altele deși au fost încheiate de mai mult timp cu rezultate bune, nu au fost încă valorificate.

Dintre cercetările încheiate care nu s-au aplicat încă sînt de menționat:

— mecanizarea transportului în abatajele de la C.M. Baia Mare și I.M. Barza;

— peletizarea și brichetarea minereurilor de fier și mangan;

— sinteza de floculanți și utilizarea floculanților obținuți la instalațiile de preparare a minereurilor;

— studiul parametrilor de exploatare a sării în soluție prin sonde în zone cu intercalații sterile;

— mecanizarea operației de rambleiere în minele de minereuri;

— brichetarea cărbunilor de la Țebea (uscarea cărbunilor în uscător pneumatic, determinarea rezistenței la stocare a brichetelor și stabilirea metodelor rapide de control al procesului de spălare a cărbunelui).

Experiența a dovedit că acele cercetări în care au fost adîncite atît aspectele tehnice cît și cele economice ale problemelor studiate și în același timp s-a ținut o strînsă legătură și s-a realizat o colaborare între cercetare și producție, și-au găsit o aplicare imediată și eficientă.

S-a constatat că finalizarea cercetărilor cu cele mai bune rezultate în producție a avut loc acolo unde, pe de o parte colectivele de cercetare de la institut au urmărit cu perseverență aplicarea efectivă în producție a soluțiilor propuse și efectele economice rezultate, iar pe de altă parte beneficiarii au arătat interes și au acordat sprijinul lor pentru aplicarea în producție a rezultatelor cercetărilor.

Măsurile recente luate de conducerea ministerului cu privire la intensificarea activității de cercetare și înființarea centrelor de cercetări pe bazine miniere, vor avea un efect deosebit de favorabil asupra întăririi colaborării între Institutul central de cercetări miniere și unitățile productive, în sensul valorificării cît mai neîntîrziate în producție a rezultatelor cercetărilor.

Un ajutor efectiv în scurtarea duratei de cercetare poate fi dat institutului prin scurtarea timpului de avizare a fazelor intermediare de cercetare. Prin avize, se pot stabili, de asemenea, sarcini concrete pentru aplicarea în producție și urmărirea sistematică obligatorie de către beneficiari a efectului economic obținut. De asemenea, omologarea în timpul cel mai scurt de către consiliul tehnico-științific al ministerului a rezultatelor cercetărilor încheiate contribuie în mod efectiv la scurtarea termenelor de aplicare a rezultatelor cercetărilor în producție.

În ce privește eficiența cercetării științifice, începe să se contureze din ce în ce mai mult deosebirea între eficiența soluțiilor tehnice elaborate de cercetare și între eficiența muncii de cercetare. În străinătate, acești indicatori se urmăresc separat. Eficiența soluțiilor tehnice și economice elaborate de cercetare și aplicate se urmărește prin sistemul de evidență primară care determină beneficiul realizat de investiția făcută pentru aplicarea soluțiilor propuse.

În acest sens, este necesară introducerea unui sistem de fișe contabile de urmărire a eficienței cercetărilor miniere la noi, atît la organele centrale, cît și la unitățile miniere.

În situația actuală eficiența economică a soluțiilor este apreciată de către cercetători și nu rezultată dintr-un sistem de evidență primară ținută de unitățile miniere (beneficiari).

Eficiența muncii de cercetare se poate stabili prin urmărirea unor serii de indicatori cum sînt:

— determinarea consumului de timp de muncă pe teme și secții de specialitate și compararea timpului de muncă planificat cu timpul efectiv consumat;

— stabilirea nivelului atins de cercetare și aprecierea progresului realizat;

— determinarea cheltuielilor efective pe teme, pe comenzi și pe secții de specialitate și compararea cheltuielilor planificate cu cele efective.

În acest sens, în cadrul ICEMIN se preconizează introducerea unor fișe de urmărire a indicatorilor pentru aprecierea eficienței muncii de cercetare și a cheltuielilor, pe diferite teme și faze de cercetare.

Ridicarea nivelului științific și tehnico-economic al cercetărilor, al soluțiilor elaborate și al eficienței muncii de cercetare stau în permanență în atenția colectivelor de cercetare din institut.

Considerăm că metodologia îmbunătățirii de elaborare și de urmărire a planului de cercetare va contribui la orientarea tematicii cercetărilor spre cele mai urgente și cele mai importante nevoi ale producției și la aplicarea imediată și cu maximum de eficiență economică în producție a soluțiilor propuse ca rezultat al cercetărilor.

Realizări și perspective de creștere a eficienței economice în exploatările miniere ale Combinatului minier Baia Mare

Dr. ing. V. GABRIAN și dr. ing. A. BODIU

În ultimii ani producția minelor și uzinelor de preparare din cadrul Combinatului minier Baia Mare a cunoscut o dezvoltare cu o dinamică foarte accentuată.

Sporul producției de minereu planificat pentru anul 1970 în raport cu 1965, de circa 27 %, urmează a se obține și prelucra pe seama creșterii capacității minelor, prin modernizarea și amplificarea capacităților uzinelor de preparare și prin aplicarea unor procedee noi de lucru. Totodată se vor lua măsuri pentru a asigura valorificarea complexă a tuturor minereurilor produse de unitățile combinatului.

Mobilizate de organele și organizațiile de partid, colectivele exploatărilor, ajutate de cercetătorii de la centrul de cercetări, proiectanții și cadrele tehnice din direcția combinatului, au obținut o seamă de rezultate pe linia măririi producției de metal în concentrate, asigurînd în acest fel realizarea și depășirea sarcinilor de plan.

Creșterea eficienței economice în unitățile miniere ale combinatului fiind o problemă de cea mai mare importanță, eforturile colectivelor au fost dirijate spre realizarea acestui obiectiv.

În această direcție s-au obținut unele realizări, printre care sînt de menționat, ca cele mai importante, următoarele :

— Pentru mărirea vitezei de săpare a suitorilor s-au introdus în exploatare patru instalații ALIMAK, care permit dublarea productivității muncii și creșterea vitezei de săpare a suitorilor și puțurilor cu 180 %, reducînd prețul de cost cu 25 %, concomitent cu îmbunătățirea substanțială a condițiilor de lucru.

— În scopul măririi vitezei de săpare și de susținere a lucrărilor orizontale s-a extins susținerea cu ancore și prin torcretare, care asigură o economie minimă de circa 500 lei pe metru de galerie. Pînă în prezent s-au torcretat și susținut cu ancore peste 6 000 m de galerii și puțuri, iar pe tot cincinalul se vor susține cu aceste procedee peste 20 km de lucrări miniere.

— Pentru îmbunătățirea lucrărilor de pușcare s-a generalizat folosirea capselor cu întîrziere de milisecunde și a explozoarelor tranzistorizate, fabricate în țară.

— Introducerea unor noi metode de exploatare ca : metoda de exploatare cu înmagazinare în panouri scurte pentru filoane foarte subțiri și metoda de exploatare combinată cu rambleiere, pentru filoane de grosime medie, au dus la obținerea unor economii anuale de peste 10 mil. lei, rezultate din creșterea ponderii metodelor de exploatare cu transport gravitațional de la 32 % în anul 1964 și 37 % în anul 1965 la peste 47 % în anul 1967 ; de asemenea, din micșorarea diluției cantitative de la 23 % în anul 1965 la 22 % în anul 1967, din reducerea prețului de cost cu aproape 20 lei/t la nivelul abatajului, din micșorarea pierderilor de metale în pilieri și în vatra de rambleu, prin micșorarea consumului de lemn de mină și a altor materiale.

— În scopul asigurării rambleierii ritmice, la una din exploatările combinatului se folosește sterilul de flotație, îngroșat în hidrocicloane, ceea ce aduce acestei exploatări economii de peste 1,5 mil. lei anual.

— Pentru îmbunătățirea perforării s-au introdus în exploatare perforatoare de mare productivitate ; la unele mine viteza de perforare a crescut aproape la dublu.

— În vederea creșterii gradului de valorificare a materiilor prime miniere la majoritatea uzinelor de preparare, s-a aplicat procedeul de flotare colectiv-selectivă care, pe lîngă suprimarea consumului de acid sulfuric, a dus la creșterea extracției de metale și de sulf. Concomitent cu aceasta, prin aplicarea procedeului de deferizare, s-au realizat substanțiale

îmbunătăţiri ale calităţii concentratului zincos în care conţinutul de Fe a scăzut la o treime, faţă de conţinutul iniţial.

Prin aplicarea procedeului de separare a concentratelor mixte, care duce la creşterea randamentelor de extracţie metalurgică cu 2—5% pentru plumb şi 2—5% pentru cupru, se realizează pe ramură o economie de peste 2,5 mil. lei anual.

— Introducerea procedeului de emulsionare a reagenţilor uleioşi cu ajutorul ultrasunetelor la Flotaţia centrală, pentru linia Herja, a dus la creşterea extracţiei în cupru cu 14,5%, la zinc cu 1,5% şi la sulf cu 6%; în mod analog la minereul Cavnic extracţia în plumb a crescut cu 2%, în cupru cu 8%, iar la sulf cu 4%; de asemenea consumul de fozocrezol a scăzut cu 40%.

— Pentru îmbunătăţirea condiţiilor de muncă din subteran s-a introdus aerajul mecanic la cinci mine, iar în cursul anului 1967 se montează ventilatoare de tipul VOKD 1,5 la încă cinci mine. Pentru combaterea prafului silicogen s-au montat în subteran peste 750 pulverizatoare cu apă; s-au introdus aparate de captare uscată a prafului rezultat la perforarea găurilor de mină, care dau rezultate similare perforajului umed normalizat. Este în curs de extindere folosirea unor substanţe umectante pentru îmbunătăţirea capacităţii de reţinere a perforajului umed; este în curs de definitivare şi de extindere barajul cu apă.

— În scopul combaterii prafului în secţiile de sfărîmare, s-au reproiectat instalaţiile de desprăfuire, iar la Flotaţia centrală s-a realizat o instalaţie de condiţionare a aerului.

Pentru viitor, în vederea măririi eficienţei economice a unităţilor combinatului, în afară de îmbunătăţirea reazultatelor obţinute pînă în prezent şi extinderea lor, ne-am propus realizarea unei tematici cu probleme de perspectivă imediată şi altele de viitor mai îndepărtat, tematică care cuprinde printre altele şi următoarele.

Pe linie de tehnică minieră

— Aplicarea unor noi metode de exploatare pentru filoane groase şi foarte groase, cu transport gravitaţional, care să înlocuiască parţial actuala metodă de exploatare cu felii orizontale şi rambleiere. Noile metode vor asigura un mai mare grad de recuperare a rezervelor mărirea substanţială a productivităţii muncii, concentrarea producţiei, securitatea mărită şi preţ de cost mai mic. Eficienţa economică a acestor metode va fi de ordinul a 10 mil. lei anual.

— Adoptarea unor noi procedee de rambleiere şi de susţinere, de mai mare productivitate şi mai ieftine.

— Elaborarea şi propunerea unui sistem de salarizare ale cărui criterii principale să fie calitatea minereului extras şi micşorarea pierderilor şi diluţiei.

— Introducerea unor utilaje perfecţionate (screpere, trolii, pompe, maşini de încărcat, dispozitive de prelevat probe din zăcămînt, etc.), care să aibă o eficacitate sporită faţă de utilajele existente.

Pe linia preparării minereurilor

— Introducerea unor noi procedee de preparare, ca: cianurarea în celule agitatoare, folosirea schimbătorilor de ioni în prepararea minereurilor aurifere şi epurarea apelor reziduale ş.a. Primul procedeu va permite extinderea domeniului de aplicare a procedeelor hidrometalurgice, chiar în cazul unor materii prime cu conţinuturi mici de aur; aplicarea acestui procedeu la cianurarea rămăşiţelor rezultate în urma flotării minereului Şuior va duce la creşterea extracţiei în metal pentru aur cu 15%, iar la argint cu 10%. Al doilea procedeu va permite valorificarea leşiilor sărace în aur şi simplificarea procedeului de epurare a apelor reziduale. Aplicarea acestor procedee va duce la obţinerea unor economii de ordinul mai multor milioane de lei anual.

— Aplicarea preconcentrării în medii dense pentru unele minereuri neferoase va avea ca efect micşorarea cheltuielilor de măcinare pe tona de metal produs, ieftinirea transportului pe tona de metal produs, mărirea capacităţii unor instalaţii de preparare etc. ceea ce ar duce la economii anuale de ordinul a peste zece milioane lei.

— Continuarea unor cercetări fundamentale cum ar fi cele pentru dezasocierea mineralelor utile prin care se vor putea realiza noi procedee de sfărîmare şi măcinare; utilizarea microfaunei din apele de mină în procesele de extracţie a metalelor care va duce la extragerea cuprului din unele materii prime cu conţinut foarte sărac, utilizarea izotopilor radioactivi pentru urmărirea unor procese de prelucrare mecanică şi chimică; folosirea ultrasunetelor în preparare etc.

— Valorificarea unor metale rare şi disperse însoţitoare, care va permite obţinerea unor beneficii de ordinul a 50 mil. lei anual.

— Folosirea unor noi materiale (cauciuc, mase plastice, ş. a.) pentru confecţionarea unor piese metalice de mare uzură (rotoare pentru celule şi pentru pompe, căptuşeli de mori cu bile etc.) va duce la economii anuale de ordinul a 5 mil. lei anual, pe lîngă economisirea unor importante cantităţi de oţel.

Pe linie de protecţia muncii

— Îmbunătăţirea continuă a aerajului minelor, micşorarea prăfuirii minelor şi instalaţiilor de sfărîmare, climatizarea minelor şi uzinelor de preparare, va duce la scăderea nocselor profesionale şi la mărirea productivităţii muncii.

Pe linia organizării producției și rentabilității

— Concentrarea producției, sistematizarea transportului de util, steril și materiale, organizarea întreținerii utilajelor, electrificarea unor procese din subteran, automatizarea unor operații, introducerea muncii în acord la unele lucrări auxiliare, normarea tehnică continuă a tuturor operațiilor și lucrărilor în vederea folosirii din plin a timpului de lucru etc., vor contribui la mărirea productivității muncii pe operații, pe procese și pe activități și vor duce la economii bănești de ordinul a 5—10 mil. lei anual.

— Valorificarea procedeelor noi, a rezultatelor cercetărilor într-un ritm mai rapid și într-o măsură mai mare, scurtînd timpul de proiectare și aplicare în producție a soluțiilor tehnice noi, va contribui, de asemenea, la creșterea rentabilității unităților miniere ale Combinatului minier Baia Mare.

Realizări și perspective de creștere a eficienței economice în exploatările miniere ale Combinatului carbonifer Valea Jiului

Ing. GH. ILIESCU și
ing. GH. MIHUȚ

Directivele Congresului al IX-lea al P. C. R prevăd creșterea producției de cărbune în anul 1970 de 1,8 ori față de anul 1965. Această creștere a producției trebuie să se realizeze paralel cu o creștere de cel puțin 40% a productivității muncii și o reducere a prețului de cost de minimum 10%.

Pentru realizarea acestor sarcini documentele Congresului precizează că este necesar să se acorde toată atenția sporirii extracției în minele existente și, în același timp, deschiderii de mine noi la termenele stabilite.

O mare importanță în acest sens o are extinderea metodelor moderne de deschidere, pregătire și exploatare a minelor. Se va ridica gradul de mecanizare a lucrărilor minere, mai ales a celor din subteran, se vor îmbunătăți organizarea producției și condițiile de securitate minieră și protecția muncii.

Din aceste sarcini Combinatului carbonifer Valea Jiului — cel mai important bazin carbonifer al țării — îi revine creșterea producției de huilă cu 2 800 mii t reprezentînd o creștere de 49%.

Productivitatea muncii fizice la exploatare trebuie să crească cu cel puțin 19%, iar prețul de cost să fie redus cu minimum 8,7%.

Însușindu-și temeinic Directivele Congresului al IX-lea, minerii Văii Jiului au pășit cu hotrîre la traducerea în viață a sarcinilor ce le revin, încheind primul an al cincinalului cu rezultate bune.

În anul 1966, producția de huilă brută a C. C. V. J. a fost depășită cu 42 151 t, productivitatea muncii a fost îndeplinită în proporție de 102,5%, la prețul de cost s-au realizat economii suplimentare de peste 12 200 mii lei, planul de beneficii a fost depășit cu 6,57%.

Plenara C. C. al P. C. R. din 21—23 decembrie 1966, subliniind necesitatea ridicării calitative a întregii activități economice, a dat un nou imbold muncii pline de abnegație a muncitorilor minieri.

În primele partu luni ale anului 1967, planul producției brute pe întregul combinat a fost depășit cu peste 20 000 t cărbune, productivitatea muncii fizice în tone pe post la exploatare a fost îndeplinită în proporție de 100,4%, la prețul de cost al întregii producții marfă s-au obținut economii de peste 2 300 mii lei, iar beneficiile au fost realizate în proporție de 109,3%.

Pentru îmbunătățirea eficienței economice s-au luat măsuri de creștere a productivității muncii, reducerea prețului de cost și valorificarea superioară a cărbunelui.

Principalele căi care au contribuit la aceasta sînt :

1. Creșterea producției în minele existente și dezvoltarea rapidă a minelor noi. Producția medie pe o mină veche a ajuns în primele patru luni din acest an la 3 237 t/zi față de 3 073 t/zi în anul 1965 și fața de 2 078 t/zi în anul 1959.

La minele noi în curs de deschidere producția crește substanțial. Astfel, la E. M. Dîlja producția în acest an va ajunge la 900 t/zi, iar mina Paroșeni, care a dat primele tone de cărbune în trimestrul al IV-lea al anului 1966, va ajunge să producă în trimestrul al IV-lea al anului 1967, peste 300 t pe zi. Aceasta depășește prevederile S.T.E. pentru acest an cu 30 000 tone cărbune.

2. Creșterea producției minelor s-a făcut concomitent cu creșterea producției pe metru liniar de front activ. În primele patru luni ale anului 1967 s-au extras în medie zilnică 5,96 t cărbune pe metru activ de front, în timp ce în anul 1965 s-au extras 5,09 t pe metru de front și zi, iar în anul 1959, 4,52 t pe metru de front și zi.

Aceasta a făcut ca producția medie pe abataj să crească la 96 t/zi față de 69,6 t/zi realizat în anul 1959.

Creșterea producției extrasă pe abataj și pe metru de front, s-a datorat pe de o parte

plasării mai raționale a liniei de front (în 1967 — 1,2 muncitori pe metru de front pe zi, față de 1 muncitor pe metru de front și zi în 1965), iar pe de altă parte creșterii productivității muncitorilor din fronturile de lucru ca urmare a condițiilor tehnice și organizatorice îmbunătățite.

Productivitatea muncii în abataj a crescut de la 2,909 t/post în anul 1959, la 4,282 t/post în anul 1967, adică o creștere de circa 47 %.

Ca urmare a concentrării producției și a măsurilor tehnice și organizatorice luate pentru creșterea productivității muncii, consumul de muncă pentru extragerea a 1 000 t cărbune a scăzut an de an, așa cum rezultă din următoarele :

	Posturi/1 000 t			$\frac{1967}{1959}$, %
	1959	1965	1967 (patru luni)	
în abataj	330	245	221	67
în subteran	840	612	590	70
pe exploatare	1 098	772	748	68

Pe exploatări, productivitatea muncii față de anul 1959 a crescut astfel :

	1959, %	1965, %	1967 (patru luni), %
E. M. Lonea	100	138,5	135,8
E. M. Petrila	100	125,0	134,0
E. M. Aninoasa	100	137,5	138,5
E. M. Vulcan	100	147,5	155,0
E. M. Lupeni	100	158,0	167,5
E. M. Uricani	100	105,5	117,5
E. M. Dîlja		100	105,4
E. M. Paroșeni	—	—	100
Total	100	142,3	150,5

Pe seama creșterii productivității muncii fizice la exploatare s-a obținut 93,7 % din sporul producției anului 1965, iar în primele patru luni ale anului 1967 s-a realizat, pe seama creșterii productivității muncii față de anul 1959, peste 36,7 % din producția totală de cărbune brut a Combinatului carbonifer Valea Jiului.

Trebuie să arătăm că minele Lonea și Aninoasa au fost surprinse în perioada celor patru luni din 1967, în faza de trecere a producției la puțurile cu skip, operație ce are loc cu suprapunere de efective în această perioadă. După terminarea concentrării producției la aceste mine productivitatea muncii va cunoaște o creștere simțitoare.

Intensificarea exploatării în minele existente s-a făcut paralel cu raționalizarea lucrărilor de pregătire, fapt ce a influențat favorabil productivitatea muncii și cheltuielile de producție:

	1959	1965	1967 (patru luni)
Producție, mii t	3 829,5	5 698,4	2 044
Pregătiri, m	46 646	64 612	22 418
m/100 t	12,2	11,4	11,0

Creșterea exigenței pentru respectarea normelor de tehnica securității și protecția zăcământului a dus la lichidarea focurilor de mină și respectiv la reducerea volumului de rambleu necesar zonelor de izolare, reducere care a influențat, de asemenea favorabil, creșterea productivității muncii și reducerea cheltuielilor producției :

	1959	1965	1967 (patru luni)
Rambleu m^3/1 000 t	88	67,2	49,2

Extinderea susținerii metalice elastice în galerii constituie și ea o cale de creștere a productivității muncii.

	1959		1967 (patru luni)	
	km	%	km	%
Total galerii și plan înclinat	280,5	100	334,6	100
din care :				
susținere cu fier	27,8	9,9	147,9	44,2
susținere cu lemn	174,1	62,0	64,5	19,3
susținere cu beton și altele	78,6	28,1	122,2	36,5

Ca urmare a introducerii acestei susțineri și extinderi au fost reduse substanțial posturile necesare întreținerii lucrărilor miniere.

O operație care ocupă un volum mare de muncă este transportul subteran.

Datorită îmbunătățirilor aduse prin introducerea locomotivelor Diesel în locul locomotivelor cu acumulatoare, precum și prin raționalizarea căilor de transport, manopera pe 1 000 t producție a fost redusă și la această operație :

Posturi de 1 000 t producție extrasă	1959	1965	1967 (patru luni)
Transport subteran	190	154	149

La suprafață, volumul de muncă consumat pentru 1 000 t producție a fost redus de la 229 posturi în anul 1959 la 142 posturi în 1967 (4 luni), prin utilizarea mai bună a efectivelor de suprafață și prin mecanizarea unor lucrări de încărcări-descărcări de materiale.

Extinderea susținerii metalice în abatajele cu front lung și în galerii a dus la reducerea consumului specific de lemn de mină:

	1959	1965	1967 (patru luni)
Producția extrasă cu susținere metalică, %	3,15	21,20	21,60
Consum de lemn de mină	46,65	38,48	38,40

Consumul de cherestea a scăzut și el de la 12,61 m³/1 000 t producție extrasă în anul 1959 la 11,9 m³/1 000 t în anul 1965 și la 11,1 m³/1 000 t în anul 1967 (patru luni). Ne-a preocupat în această perioadă mecanizarea muncilor grele și cu manoperă mare.

În abatajele cu front lung s-au introdus transportoarele blindate care fac posibilă pușcarea cărbunilor direct pe transportor realizîndu-se astfel încărcarea fără muncă manuală a unui însemnat volum de producție.

La abatajele cu front lung susținute cu stîlpi hidraulici și grinzi în consolă și cu poditură de plasă de sîrmă, se efectuează mutarea transportorului la front cu împingătoare hidraulice într-un timp foarte scurt. În aceste abataje productivitatea muncii realizată este între 6 și 8 t/post cu tendința de creștere, pe măsură ce se va însuși tehnologia de lucru.

În tendința de a extinde abatajele cu front lung în stratul 3, chiar și acolo unde stratul are grosimi sub 20 m, se experimentează la E. M. Lonea, în blocul IX, abatajul frontal cu un singur preabataj. Rezultatele nu sînt încă concludente, dar pe măsură ce se însușește metoda de lucru se constată și o îmbunătățire a productivității muncii.

În privința tăierii mecanice a cărbunelui în abataje, este în funcțiune o combină la E. M. Paroșeni în stratul 18 și un plug în stratul 18 la E. M. Lupeni.

Gradul de încărcare mecanică în galerii la lucrările de deschidere și pregătire a crescut an de an. Față de 12,2 %, în anul 1959, indicile încărcării mecanice realizat în galerii a crescut la 18, 8 % în primele patru luni ale anului 1967.

Analizînd posibilitățile de creștere a eficienței economice la C.C.V.J în lumina sarcinilor reieșite din documentele Plenarei C.C. al P.C.R. din decembrie 1966, cadrele de conducere de la C.C.V.J. și unităților în subordine au descoperit noi resurse care trebuie valorificate pentru sporirea beneficiilor, încă din acast an.

Comparativ cu realizările anului 1966, în anul 1967 C.C.V.J. are sarcini sporite la principalii indicatori de plan:

		% de creștere plan 1967/realizări 1966
Producția globală, mii lei		+ 6,21
Productivitatea muncii,	lei/salariat	+ 4,61
	t/muncitor	+ 5,77
Preț de cost	lei/t brută	— 1,10
Cheltuieli pentru 1 000 lei producție marfă, lei		— 0,41

La exploatările miniere, sarcinile de producție brută și de productivitate a muncii, în t/post la exploatare, sînt:

	Producția brută	Productivitatea muncii
E. M. Lonea	106,6	107,1
E. M. Petrila	103,9	103,6
E. M. Aninoasa	105,6	102,4
E. M. Vulcan	106,2	104,4
E. M. Lupeni	100,3	104,0
E. M. Uricani	106,1	103,2
E. M. Dîlja	176,3	138,2
E. M. Paroșeni	672,0	162,3
Total exploatări	107,2	105,1

Din examinarea capacităților de producție a exploatărilor sub aspectul gradului de asigurare cu rezerve, liniei de front active, vitezelor de avansare, capacităților de transport în subteran și la suprafață, aerajului, posibilităților de dotare cu utilaje și asigurarea forței de muncă necesare, a rezultat o corelație normală a acestora cu sarcinile prevăzute prin plan pe 1967.

În urma analizei și dezbaterii sarcinilor de plan de către colectivele C.C.V.J. și unități, a rezultat posibilitatea îmbunătățirii indicatorilor peste prevederile planului pe anul 1967.

Pe seama introducerii tehnicii noi și a tehnologiei moderne peste sarcinile de plan, se pot obține rezultate mai bune la producție, productivitatea muncii, preț de cost și beneficii.

Prin modernizarea și extinderea susținerii moderne în abatajele cu front lung, se va extrage din abataje cu susținere metalică circa 100 000 t cărbune peste indicatorul stabilit prin planul tehnic. Ca urmare a folosirii mai bune a susținerii metalice, consumul de lemn de mină va fi redus, față de plan, cu 0,2 m³/1 000 t.

Vor crește peste plan vitezele de avansare: la exploatarea stratului 8/9 bl. IV de la E. M. Lupeni (prin utilizarea mai bună a mașinilor de havat), la abatajele în trepte răsturnate de la E.M. Petrila, la stratul 15 bl. II și stratul 18 bl. I de la E. M. Aninoasa, și la stratul 15, bl. 0—I și II de la E. M. Vulcan, ca urmare a redistribuirii efectivelor între activități.

La E. M. Uricani vor fi majorate vitezele de avansare la abatajele cameră din stratele 17—18, ca urmare a îmbunătăţirii condiţiilor de aeraj şi transport şi a îmbunătăţirii plasării liniei de front de lucru.

Aplicarea măsurilor privind creşterea vitezelor de avansare a liniei de front contribuie la creşterea producţiei brute peste plan, la creşterea productivităţii muncii şi la reducerea cheltuielilor de producţie.

Extinderea muncii în acord şi mecanizarea unor operaţii la activitatea de transport, concentrarea unor puncte de încărcare a producţiei în vagonete, reorganizarea unor incinte şi depozite la suprafaţă şi introducerea de servicii la lămpăriile electrice sînt măsuri prin a căror aplicare se prevede creşterea productivităţii muncii cu 0,3% pe întregul combinat şi obţinerea a 880 000 lei economii suplimentare la preţul de cost.

Raţionalizarea consumului de energie electrică prin înlocuirea motoarelor electrice supradimensionate, decuplarea unor transformatoare în perioadele de încărcare redusă la mersul în paralel, oprirea unor compresoare în orele de consum redus, asigură reducerea consumului de energie cu 0,2 kWh/t, respectiv o economie la preţul de cost de 310 000 lei.

Creşterea gradului de recuperare, recondiţionare şi refolosire a susţinerii metalice în galerii permite realizarea unei economii la preţul de cost de peste 150 000 lei.

S-au luat măsuri pentru îmbunătăţirea indicilor de utilizare a locomotivelor de mină şi a transportoarelor cu raclete, a maşinilor de încărcat în galerii, a utilajului de tăiere în abataj.

Efectul măsurilor de îmbunătăţire a rezultatelor economice se vor materializa în :

— depăşirea planului de producţie globală cu circa 10 000 mii lei ;

— creşterea productivităţii muncii valorice cu circa 400 lei/salariat, iar a productivităţii fizice în tone pe post la exploatare cu circa 12 kg/post ;

— reducerea consumului de lemn de mină cu 0,2 m^3/1 000 t şi a consumului de energie electrică cu 0,2 kWh/t.

Toate aceste îmbunătăţiri se reflectă în activitatea economic-financiară, prin reducerea cheltuielilor de producţie cu 3,70 lei/1 000 la producţia marfă, şi prin depăşirea beneficiului cu circa 6 mil. lei.

★

Acţiunea de studiere a organizării ştiinţifice a producţiei şi a muncii ce se desfăşoară în prezent în cadrul tuturor unităţilor economice, are scopul de a descoperi noi resurse de creştere a eficienţei economice.

Pentru obţinerea celor mai bune rezultate economice, atît în acest an, cît şi în anii următori ai cincinalului, Combinatul carbonifer Valea Jiului s-a orientat să acţioneze pe următoarele căi :

— Creşterea în continuare a producţiei în minele existente pînă la atingerea capacităţii maxime de producţie. Stabilirea capacităţilor maxime de producţie se va face pe baza unor studii tehnico-economice actualizate, întrucît studiile tehnico-economice întocmite în perioada 1960—1962 nu mai corespunde întru-totul gradului actual de cunoaştere a condiţiilor de zăcămînt şi a utilajului ce se pretează la mecanizarea operaţiilor grele şi cu volum mare de muncă.

— Atenţie deosebită trebuie să se acorde în această perioadă deschiderii şi dezvoltării minelor noi, Dîlja, Paroşeni, Bărbăteni şi Livezeni, privind execuţia lucrărilor în termenele stabilite şi calitatea lucrărilor.

Dezvoltarea industriei carbonifere în perioada 1966—1980 se caracterizează printr-o îmbunătăţire substanţială a indicatorilor tehnici, îmbunătăţire bazată pe cercetările şi experimentările făcute în anii anteriori.

În acest sens la Combinatul carbonifer Valea Jiului, se prevede :

— Extinderea metodei de exploatare cu front lung în stratul 3 în toate lentilele unde grosimea stratului depăşeşte 15 m. Apreciem că această metodă, îmbunătăţită în urma experienţei dobîndite prin crearea tavanului metalic elastic şi cu susţinere cu stîlpi hidraulici, trebuie extinsă treptat începînd din acest an, ea constituind metoda de exploatare care oferă cele mai largi perspective de îmbunătăţire a indicilor economici, creşterea producţiei pe abataj, posibilitatea mecanizării tăierii şi încărcării în abataj şi prin aceasta a productivităţii muncii, reducerea consumului de material lemnos şi creşterea securităţii muncii.

— Producţia extrasă cu susţinere metalică la exploatările Combinatului carbonifer Valea Jiului va reprezenta în anul 1970 circa 30% din producţia totală obţinută din abataj.

— Paralel cu extinderea susţinerii metalice în abatajele cu front lung trebuie să rezolvăm şi problema tăierii mecanice a cărbunelui în abataje.

— La lucrările de înaintare în galerii operaţia cea mai grea şi cu volum mare de muncă este încă încărcarea materialului excavat. Indicele încărcării mecanice în lucrările de înaintare trebuie să ajungă în anul 1970 la circa 40% din totalul materialului excavat în aceste lucrări. Creşterea gradului de încărcare mecanică în galerii se va obţine prin extinderea folosirii maşinilor de încărcat acţionate pneumatic.

— Privind susţinerea lucrărilor de înaintare se va extinde şi în viitor susţinerea metalică şi sînt în curs de experimentare procedeele de susţinere cu beton pompat şi cu beton torcretat, procedee a căror extindere este în funcţie de

rezultatele tehnico-economice ce se obţin în faza de experimentare.

— Prin extinderea susţinerii moderne în lucrările miniere de abataj şi înaintări, consumul de lemn de mină trebuie să scadă în anul 1970 la circa 36 m^3/1 000 t producţie extrasă.

— O problemă deosebit de importantă este aceea a nivelării exploatării zăcămîntului, în scopul reducerii numărului de orizonturi în funcţiune, a simplificării schemei de transport şi aeraj şi pentru a evita întreţinerea timp îndelungat a unor lucrări vechi care necesită multe cheltuieli de întreţinere.

Un alt aspect al reducerii posturilor neproductive şi al cheltuielilor de producţie se referă la automatizarea funcţionării unor utilaje şi instalaţii fixe ca : circuite de puţuri, staţii de evacuare a apelor, staţii de aeraj. Este necesar să avem mai multă iniţiativă şi să întreprindem măsuri mai hotărîte privind introducerea automatizării procesului de producţie sau a diferitelor sale servituţii.

O serie de măsuri luate încă din anul 1966 au dus la îmbunătăţirea aprovizionării unităţilor şi a locurilor de muncă cu materiale şi utilaje.

Sarcinile planului cincinal prevăd o considerabilă creştere de producţie şi ca urmare şi volumul materialelor de aprovizionare, în special al materialelor de masă, va spori simţitor. Circa 5% din efectivul de salariaţi ai combinatului este ocupat în munca de aprovizionare la depozitele şi magaziile din cadrul combinatului şi unităţilor sale. De asemenea, încă circa 5% din efectivul unităţilor se ocupă cu aprovizionarea locurilor de muncă în diversele sectoare şi secţii.

Avînd în vedere volumul important de muncă pentru această activitate îmbunătăţirile ce trebuie aduse activităţii de aprovizionare se referă la :

— Simplificarea verigilor de aprovizionare şi aprovizionarea în mod centralizat a unităţilor.

— Mecanizarea operaţiilor de descărcări-încărcări de materiale din şi în vagoane sau din şi în camioane, vagonete etc.

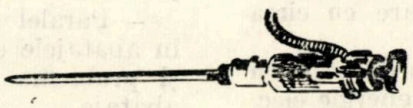
Resurse importante de creştere a productivităţii muncii şi reducerea cheltuielilor de producţie se găsesc şi în utilizarea personalului tehnico-administrativ.

Prin simplificarea unor evidenţe contabile şi statistice şi mecanizarea lucrărilor de contabilitate şi de statistică, se poate reduce numărul salariaţilor ocupaţi cu aceste lucrări. Concluziile studiului organizării ştiinţifice a producţiei şi a muncii vor scoate în evidenţă lucrările ce se pot elimina şi posibilităţile de mecanizare a evidenţelor.

Creşterea eficienţei economice se bazează pe cunoaşterea realităţilor din economie, pe experienţa dobîndită pînă în prezent, pe resursele ce se descopere cu ocazia analizelor activităţii desfăşurate anterior, pe ridicarea continuă a calificării şi creşterea exigenţei faţă de lipsuri a cadrelor din economie.

Resurse importante de creştere a eficienţei economice privind utilizarea timpului de lucru au fost analizate de către C.C. al P.C.R. şi Consiliul de Miniştri şi au fost hotărîte şi măsuri pentru valorificarea lor.

Colectivele unităţilor C.C.V.J. vor depune toate eforturile pentru aplicarea în viaţă a hotărîrilor organelor superioare de partid şi de stat, precum şi a programelor proprii întocmite pentru ridicarea continuă şi rapidă a eficienţei economice la nivelul ţărilor cu industrie dezvoltată.



Prepararea substanțelor minerale utile

Desorbția selectivă a oleatului de sodiu

Dr. ing. P. ILIE

Separarea selectivă a mineralelor este problema cea mai importantă a preparării prin flotație.

Practica a arătat că este imposibilă efectuarea flotației selective prin alegerea reactivilor colectori specifici fiecărui mineral. La flotarea mineralelor metalelor rare se folosesc reactivi colectori de tipul acizilor grași, care permit obținerea concentratelor colective. În concentrate se acumulează o mare cantitate de reactiv colector care se fixează puternic la suprafața mineralelor și împiedică acțiunea reactivilor depresanți. Înlăturarea din concentrat a reactivilor colectori permite acțiunea reactivilor depresanți și colectori în procesul de separare selectivă a mineralelor.

Dintre procedeele de înlăturare a reactivilor colectori o atenție deosebită se acordă desorbției care a fost studiată de diferiți cercetători [1, 2, 3].

Avînd în vedere că acțiunea depresantă se datorește uneori înlocuirii ionilor reactivilor colectori la suprafața mineralelor cu ioni ai reactivului depresant, urmată de trecerea în soluție a ionilor reactivilor colectori de unde pot fi înlăturați, și ținînd seama de acțiunea selectivă a hidroxidului și sulfurii de sodiu asupra flotării monazitei, piroclorului și zirconului cu oleat de sodiu, au fost studiate condițiile desorbției oleatului de sodiu de la suprafața acestor minerale [4].

Determinarea eficacității desorbției oleatului de sodiu s-a făcut prin flotarea concentratelor care au fost supuse desorbției.

Mineralele cu granulația —0,25+0,044 mm s-au flotat cu oleat de sodiu (150 mg/l, respectiv 2 250 g/t) în prezența uleiului de pin (10 mg/l, respectiv 150 g/t) la un raport $S : L = 1 : 5$ și $pH = 7{,}2$.

Suma produsă s-a tratat cu diferite cantități de sulfură de sodiu sau hidroxid de sodiu prin agitare timp de 10 min la temperatura ambiantă și raport $S : L = 1 : 1$. Agitarea s-a făcut fără admisie de aer. Astfel au fost create condițiile desorbției reactivului colector și s-a împiedicat formarea de noi bule de aer și contactul lor cu mineralele.

După desorbție s-a înlăturat soluția, iar mineralul după cinci spălări cu apă s-a flotat numai cu ulei de pin (10 mg/l). Eficiența desorbției s-a stabilit în funcție de extracția mineralului în spumă după flotația numai cu reactiv spumant.

După cum reiese din figurile 1 și 2, folosind

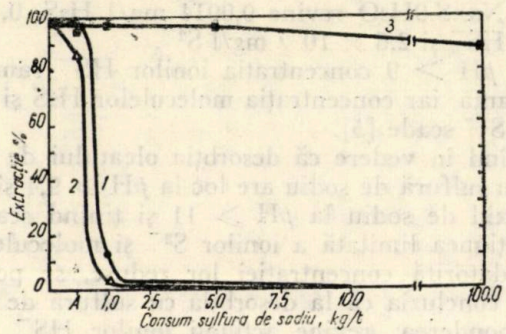


Fig. 1. Influența consumului sulfurii de sodiu asupra desorbției oleatului de sodiu (consum 2 250 g/t):
1 – piroclor; *2* – zircon; *3* – monazită.

sulfură de sodiu și hidroxid de sodiu are loc desorbția selectivă a oleatului de sodiu.

Sulfura de sodiu înlătură oleatul de sodiu de la suprafața piroclorului și zirconului, deoarece reduce extracția lor de la 97,4 și 94,8% pînă la 1,1 și 0,9%. Extracția monazitei este slab influențată și la consumuri pînă la 100 kg/t sulfură de sodiu, se reduce de la 98 la 88,5%.

Hidroxidul de sodiu are, de asemenea, acțiune desorbantă selectivă și reduce selectiv extracția mineralelor. Astfel, extracția piroclorului și

zirconului se reduce de la 98,6 și 97% pînă la 2,4 și 0%, iar a monazitei de la 98 la 97,3%.

Determinările *p*H-ului au arătat că desorbția cu sulfură de sodiu pentru piroclor și zircon are

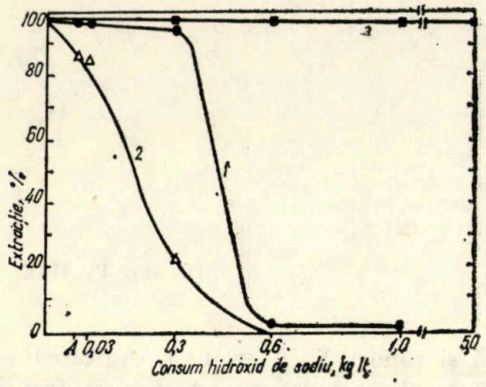


Fig. 2. Influența consumului hidroxidului de sodiu asupra desorbției oleatului de sodiu (consum 2 205 g/t):

1 – piroclor; *2* – zircon; *3* – monazită.

loc la *p*H $\geqslant$ 9,4, iar cu hidroxid de sodiu la *p*H $\geqslant$ 11 pentru zircon și *p*H = 12 pentru piroclor.

Disociația sulfurii de sodiu decurge în două trepte și este influențată de *p*H-ul soluției.

O dată cu creșterea *p*H-ului scade concentrația moleculelor H_2S și crește concentrația ionilor HS^- și S^{2-} astfel încît la *p*H = 9 la fiecare mg/l $Na_2.S.9H_2O$ revine 0,0014 mg/l H_2S, 0,137 mg/l HS^- și $2{,}6 \times 10^{-7}$ mg/l S^{2-}.

La *p*H > 9 concentrația ionilor HS^- rămîne constantă, iar concentrația moleculelor H_2S și ionilor S^{2-} scade [5].

Avînd în vedere că desorbția oleatului de sodiu cu sulfură de sodiu are loc la *p*H $\geqslant$ 9,4 și cu hidroxid de sodiu la *p*H $\geqslant$ 11 și ținînd seama de acțiunea limitată a ionilor S^{2-} și moleculelor H_2S datorită concentrației lor reduse, se poate trage concluzia că la desorbția cu sulfură de sodiu ponderea revine acțiunii ionilor HS^-, iar desorbția cu hidroxid de sodiu se datorește acțiunii ionilor OH^-.

Concluzia că desorbția oleatului de sodiu cu sulfură de sodiu are loc datorită acțiunii ionilor HS^-, iar ionilor OH^- le revine un rol secundar, este întărită și de compararea datelor radiometrice ale fixării oleatului de sodiu în prezența hidroxidului de sodiu la *p*H = 9,2 cu datele radiometrice ale oleatului de sodiu, care a rămas fixat la suprafața mineralului după desorbția cu sulfură de sodiu la *p*H = 9,4 [4].

Astfel, dacă din consumul de 2 250 g/t oleat de sodiu la *p*H = 9,2 în prezența hidroxidului de sodiu se fixează pe piroclor 90, pe zircon 180, pe monazită 310 g/t, după desorbția oleatului de sodiu cu sulfură de sodiu la *p*H = 9,4 mai rămîne fixat oleat de sodiu pe piroclor 8,6, pe zircon 13,7, pe monazită 45,0 g/t.

Din compararea consumurilor rezultă că pentru desorbție este necesar un consum mai redus de hidroxid de sodiu decît de sulfură de sodiu.

În cazul desorbției xantaților de la suprafața sulfurilor minerale, consumul de sulfură de sodiu este mai redus comparativ cu hidroxidul de sodiu [6].

Acest fapt duce la concluzia că consumul este mai redus pentru acel desorbant ai cărui produși de disociație determină potențialul electrocinetic al mineralelor, respectiv pentru sulfuri ionii S^{2-}, HS^-, pentru oxizi — ionul OH^-.

Pentru studierea mecanismului desorbției selective a oleatului de sodiu de la suprafața mineralelor s-a folosit analiza radiometrică și spectrometria în infraroșu. Combinarea acestor două metode de cercetare permite determinarea cantității de reactiv ce s-a înlăturat după desorbție și forma (moleculară sau ionică) în care el s-a aflat.

A. Analiza radiometrică a procesului desorbției selective

Analiza radiometrică s-a executat prin determinarea activității mineralelor. Folosind oleat de sodiu marcat cu C^{14} și sulfură de sodiu marcată cu S^{35}, s-a determinat cantitatea de reactiv fixată pe minerale înainte și după desorbție.

Pentru determinarea cantității de oleat de sodiu desorbit, experiențele s-au executat în următoarele condiții:

— agitarea mineralelor cu granulația —0,25 +0,044 mm cu oleat de sodiu marcat, consum 2 250 g/t la *p*H = 7 și raport $S : L = 1 : 15$, timp de 10 min, urmată de decantare și înlăturarea fazei lichide;

— tratarea fazei solide cu sulfură de sodiu sau hidroxid de sodiu la diferite concentrații, urmată de decantarea și spălarea solidului de trei ori cu soluție de sulfură de sodiu sau hidroxid de sodiu de aceeași concentrație, apoi spălarea cu apă distilată, după care s-a uscat și determinat activitatea.

După tratarea fazei solide cu desorbant s-au făcut trei spălări cu soluție de desorbant pentru a elimina reactivul colector care, mecanic, ar fi fost reținut la suprafața mineralelor.

Avînd în vedere că parțial reactivul colector se fixează instabil, s-au efectuat și experiențe de desorbție numai cu apă distilată.

Pentru determinarea cantității de sulfură de sodiu ce se fixează pe minerale în procesul de desorbție, s-a folosit oleat de sodiu nemarcat și sulfură de sodiu marcată, tratarea efectuîndu-se în condițiile de mai sus, cu excepția spălării reactivului colector reținut mecanic, care s-a făcut cu sulfură de sodiu nemarcată.

Din figurile 3 şi 4 rezultă că parţial reactivul colector se fixează instabil şi se înlătură uşor prin spălare cu apă. Astfel, din cantitatea de oleat de sodiu fixat se înlătură : 55% de pe piroclor, 26% de pe zircon şi 43% de pe monazită. Cu sulfură de sodiu şi hidroxid de sodiu se înlătură selectiv oleatul de sodiu care s-a fixat puternic la suprafaţa mineralelor.

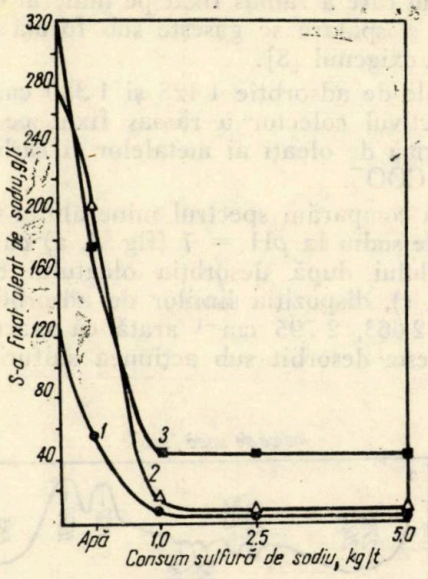


Fig. 3. Fixarea oleatului de sodiu după desorbţia cu sulfură de sodiu (consum oleat de sodiu 2 250 g/t) :

1 – piroclor; *2* – zircon; *3* – monazită.

Determinarea sulfurii de sodiu fixată pe minerale în procesul desorbţiei s-a făcut prin folosirea oleatului de sodiu nemarcat şi a sulfurii de sodiu marcate.

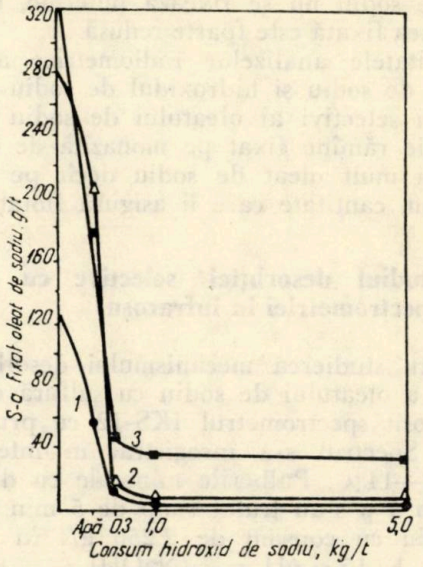


Fig. 4. Fixarea oleatului de sodiu după desorbţia cu hidroxid de sodiu (consum oleat de sodiu 2 250 g/t).

După desorbţia oleatului de sodiu cu sulfură de sodiu marcată, prin decantare s-a înlăturat soluţia, minereul s-a spălat de două ori cu soluţie de sulfură de sodiu nemarcată pentru înlă-

Tabela 1.

Fixarea oleatalui de sodiu pe minerale după desorbţie cu hidroxid şi sulfură de sodiu

Operaţia	Oleat de sodiu fixat pe minerale					
	g/t			filme convenţionale de absorbţie*)		
	piroclor	zircon	monazită	piroclor	zircon	monazită
Tratare cu 2 250 g/t oleat de sodiu la $pH = 7$	128	275	315	2,36	5,65	8,51
Desorbţie cu Na_2S 1 kg/t	8,6	13,7	45	0,16	0,28	1,21
Desorbţie cu Na_2S 2,5 kg/t	5,1	5,1	46	0,09	0,10	1,24
Desorbţie cu Na_2S 5,0 kg/t	6,0	6,8	41	0,11	0,14	1,10
Desorbţie cu Na_2S 0,3 kg/t	7,5	18,2	46	0,14	0,37	1,24
Desorbţie cu Na_2S 1,0 kg/t	2,5	6,2	38	0,05	0,13	1,0
Desorbţie cu Na_2S 5,0 kg/t	3,0	6,1	32,5	0,05	0,13	0,9

*) Cantitatea de oleat de sodiu necesară pentru formarea unui film convenţional de adsorbţie la suprafaţa mineralelor studiate este : piroclor 54,2 ; zircon 48,6 ; monazită 37,0 g/t.

Are loc înlăturarea reactivului colector fixat pe suprafaţa tuturor mineralelor studiate, însă desorbţia este selectivă deoarece de la suprafaţa piroclorului şi zirconului se înlătură o cantitate mai mare (tabela 1).

turarea sulfurii de sodiu marcate ce ar fi putut rămîne fixată mecanic pe mineral şi apoi s-a determinat activitatea.

Determinările au arătat că sulfura de sodiu se fixează pe minerale astfel : piroclor 2,2 ; 2,3 ;

4,6 ; zircon 3,6 ; 3,1 ; 7,1 ; monazită 8,5 ; 8,2 ; 8,2 g/t.

După spălare cu apă mai rămîne sulfură de sodiu pe : piroclor 1,7; 1,7; 2,2; zircon 1,9; 1,5; 3,4; monazită 4,3; 4,2; 4,5 g/t. Rezultă că sulfura de sodiu nu se fixează puternic, deoarece cantitatea fixată este foarte redusă.

Rezultatele analizelor radiometrice arată că sulfura de sodiu şi hidroxidul de sodiu sînt desorbanţi selectivi ai oleatului de sodiu şi după desorbţie rămîne fixat pe monazită de circa 10 ori mai mult oleat de sodiu decît pe piroclor şi zircon, cantitate care îi asigură flotaţia.

B. Studiul desorbţiei selective cu ajutorul spectrometriei în infraroşu

Pentru studierea mecanismului desorbţiei selective a oleatului de sodiu cu sulfură de sodiu s-a folosit spectrometrul IKS-12 cu prizmă din NaCl. Spectrul s-a înregistrat în interval de undă 2—14 μ . Pulberile minerale cu dimensiunea sub 5 μ s-au tratat timp de 5 min cu oleat de sodiu cu consum de 2 250 g/t la raportul $S : L = 1 : 15$ şi pH = 7 (NaOH).

După tratare, faza lichidă s-a înlăturat prin centrifugare, iar mineralele s-au tratat cu soluţie 0,5% sulfură de sodiu la raport $S : L = 1 : 15$ timp de 20 min, după care, prin centrifugare, s-a înlăturat faza lichidă.

După cinci spălări cu apă distilată mineralele din suspensie s-au depus pe plăcuţe de fluorină. După o zi plăcuţele s-au uscat în exicator cu clorură de calciu şi apoi s-a ridicat spectrul.

Densitatea filmului depunerii la toate experienţele a fost de 1,9—2 mg/cm^2.

Acţiunea sulfurii de sodiu în procesul de desorbţie rezultă din compararea spectrelor mineralelor după desorbţie cu spectrele mineralelor tratate la pH = 7 cu oleat de sodiu şi spectrele mineralelor tratate cu oleat de sodiu în prezenţa sulfurii de sodiu.

Din spectrul în infraroşu al piroclorului (fig. 5, c) rezultă că după desorbţia oleatului de sodiu cu sulfură de sodiu dispar liniile de absorbţie, 885, 1000 cm^{-1}, caracteristice oscilaţiilor valente ale legăturilor Me—O (Ca, Th, T, R, Ti). Dispariţia lor se datoreşte probabil înlăturării oleaţilor metalelor de la suprafa mineralului.

Linia de absorbţie 2 690 cm^{-1}, caracteristică oscilaţiilor valente ale grupelor HS^- (7,8), prezentă în spectrul unde sulfura de sodiu este folosită ca reactiv regulator (fig. 5, b), dispare din spectrul ridicat după desorbţia oleatului cu sulfură de sodiu.

Această dispariţie arată că sulfura de sodiu se fixează instabil şi se datoreşte spălării folosite pentru înlăturarea reactivului desorbit după mineral.

În locul ei a apărut linia de absorbţie 2 370 cm^{-1}, care nu a putut fi identificată dar care, după unele surse, este caracteristică pentru filme de adsorbţie a apei cu densitatea de cîţiva microni [7].

Liniile de adsorbţie 1 300 şi 1 386 cm^{-1} arată că sulful care a rămas fixat pe mineral după desorbţie şi spălare se găseşte sub formă de compuşi cu oxigenul [8].

Liniile de adsorbţie 1 428 şi 1 330 cm^{-1} arată că reactivul colector a rămas fixat pe mineral sub formă de oleaţi ai metalelor şi carboxili ionizaţi COO^-.

Dacă comparăm spectrul mineralului tratat cu oleat de sodiu la pH = 7 (fig. 5, a) cu spectrul mineralului după desorbţia oleatului de sodiu (fig. 5, c), dispoziţia liniilor de adsorbţie 1 550, 1 700, 2 663, 2 795 cm^{-1} arată că reactivul colector este desorbit sub acţiunea sulfurii de sodiu.

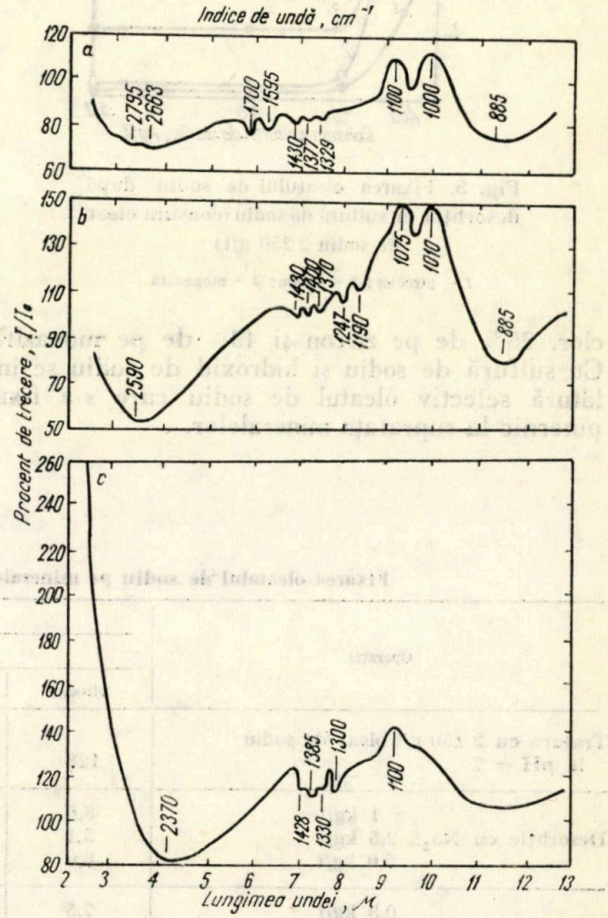


Fig. 5. Spectrele în infraroşu ale piroclorului :

a – tratat cu oleat de sodiu la pH = 7; *b* – tratat cu oleat de sodiu în prezenţa sulfurii de sodiu; *c* – după desorbţia oleatului de sodiu cu sulfură de sodiu.

Din spectrul în infraroşu al zirconului, după desorbţia oleatului de sodiu cu sulfură de sodiu (fig. 6, c), ca şi în cazul piroclorului, datorită spălării folosită pentru înlăturarea reactivului desorbit, a dispărut linia de adsorbţie 2 690 cm^{-1}, caracteristică oscilaţiilor valente ale ionilor HS^-,

prezentă în spectrul din figura 6, b şi a apărut linia de adsorbţie 1 260 cm^{-1}, caracteristică compuşilor sulfului cu oxigenul.

Desorbţia reactivului colector este destul de completă, lucru care este indicat de dispariţia

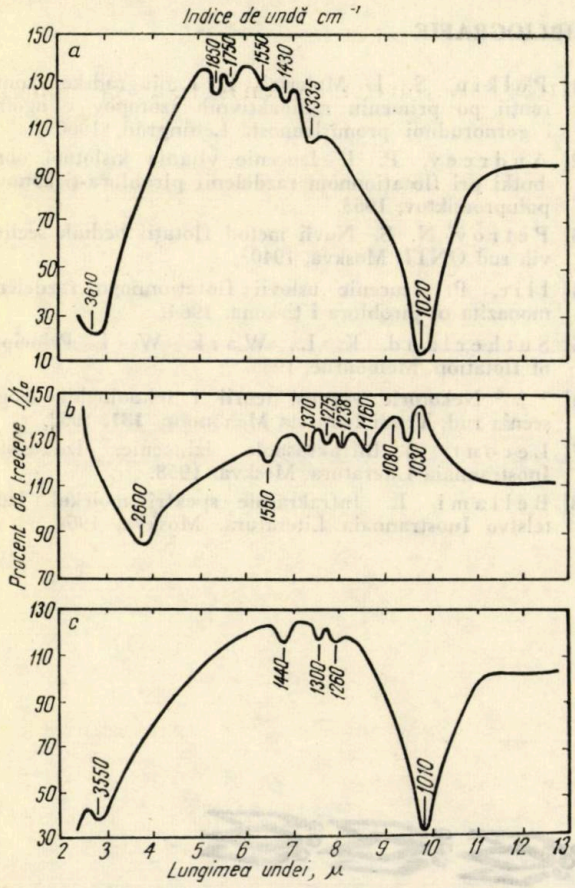


Fig. 6. Spectrele în infraroşu ale zirconului :

a – tratată cu oleat de sodiu, la *p*H = 7; *b* – tratat cu oleat de sodiu în prezenţa sulfurii de sodiu; *c* – după desorbţia oleatului de sodiu cu sulfură de sodiu.

din spectrul din figura 6, c a unor linii de adsorbţie caracteristice acizilor carbonici şi care sînt prezente în spectrul din figura 6, a.

Reactivul colector care a rămas fixat pe mineral este indicat de prezenţa liniilor de adsorbţie 1 300 cm^{-1}, caracteristică oscilaţiilor valente ale carboxililor ionizaţi COO^- şi 1 440 cm^{-1}, caracteristică oleaţilor metalelor.

Ca rezultat al desorbţiei de la suprafaţa mineralului se înlătură colectorul fixat, atît sub formă ionică, cît şi sub formă moleculară, ce ne este indicat de dispariţia din spectrul din figura 6, c a liniilor de adsorbţie 1 850, 1 760, 1 550, 1 335 cm^{-1} prezente în spectrul din figura 6, a.

Din figura 7, c rezultă că sulfura de sodiu înlătură oleatul de sodiu şi de la suprafaţa monazitei. Comparînd spectrul mineralului ridicat după desorbţia oleatului de sodiu cu sulfură de sodiu (fig. 7, c) cu spectrul mineralului tratat cu oleat de sodiu la *p*H = 7 (fig. 7, a), observăm că din spectru au dispărut liniile de adsorbţie 830—890 cm^{-1}, caracteristice oscilaţiilor valente ale legăturii Me—O (Ce, La, Ca, Th).

Dispariţia lor ne arată că în procesul de desorbţie se înlătură din oleaţii metalelor respective. Colectorul ce rămîne fixat pe suprafaţa mi-

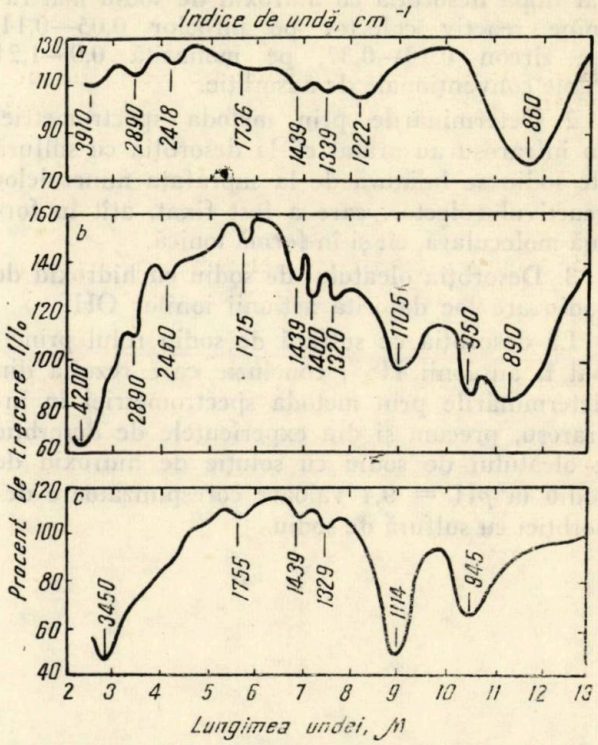


Fig. 7. Spectrele în infraroşu ale monazitei :

a – tratată cu oleat de sodiu la *p*H = 7; *b* – tratată cu oleat de sodiu în prezenţa sulfurii de sodiu; *c* – după desorbţia oleatului de sodiu cu sulfură de sodiu.

neralului prezent sub formă de oleaţi şi grupe carboxilice ionizate COO^-, liniile de adsorbţie 1 439 şi 1 329 cm^{-1}, după datele analizei radiometrice cantitativ reprezintă mai mult de un film convenţional de adsorbţie şi asigură flotarea monazitei după desorbţie.

Concluzii

1. Hidroxidul şi sulfura de sodiu sînt desorbanţi ai oleatului de sodiu fixat la suprafaţa mineralelor studiate. Acţiunea lor este selectivă, deoarece de la suprafaţa piroclorului şi zirconului desorb aproape în întregime reactivul colector, pe cînd la suprafaţa monazitei mai rămîne reactiv colector, care îi asigură flotaţia după desorbţie.

După desorbţia oleatului de sodiu cu hidroxid de sodiu sau sulfură de sodiu, extracţia pentru pirodlor şi zircon este practic neglijabilă, iar extracţia monazitei este de 96—97%.

Determinările radiometrice au arătat că dacă la consum de 2 250 g/t oleat de sodiu se fixează reactiv colector pe piroclor 2,36, pe zir-

con 5,65, pe monazită 8,51 filme convenţionale de adsorbţie, după desorbţia cu sulfură de sodiu mai rămîne fixat reactiv colector pe piroclor 0,09—0,16, pe zircon 0,1—0,28, pe monazită 1,1—1,24 filme convenţionale de adsorbţie, iar după desorbţia cu hidroxid de sodiu mai rămîne reactiv colector pe pirodlor 0,05—0,14, pe zircon 0,13—0,37, pe monazită 0,9—1,24 filme convenţionale de adsorbţie.

2. Determinările prin metoda spectrometriei în infraroşu au arătat că la desorbţia cu sulfură de sodiu se înlătură de la suprafaţa mineralelor reactivul colector, care a fost fixat, atît în formă moleculară, cît şi în formă ionică.

3. Desorbţia oleatului de sodiu cu hidroxid de sodiu are loc datorită acţiunii ionilor OH^-.

La desorbţia cu sulfură de sodiu rolul principal îl au ionii HS^-, concluzie care rezultă din determinările prin metoda spectrometriei în infraroşu, precum şi din experienţele de desorbţie a oleatului de sodiu cu soluţie de hidroxid de sodiu la pH = 9,4 valoare corespunzătoare desorbţiei cu sulfură de sodiu.

4. Desorbţia selectivă a oleatului de sodiu cu hidroxid de sodiu sau sulfură de sodiu poate fi utilizată la separarea selectivă a concentratelor colective ce conţin monazită, piroclor şi zircon.

BIBLIOGRAFIE

[1] Polkin, S. I. Materialî II Leningradskoi konferenţii po primeniu radioaktivnîh izotopov v ugolnoi i gornorudnoi promîşlennost. Leningrad, 1960.

[2] Andreev, P. I. Izucenie vliania kislotnoi obrabotki pri flotaţionnom razdelenii pirohlora-ţirkonovîh poluproduktov, 1963.

[3] Petrov, N. S. Novîi metod flotaţii bednîh seelitovîh rud ONTI. Moskva, 1940.

[4] Ilie, P. Izucenie uslovii flotaţionnogo razdelenia monazita ot pirohlora i ţirkona, 1964.

[5] Sutherland, K. L., Wark, W. I. Principles of flotation. Melbourne, 1955.

[6] * * * Nekotorîe voprosî teorii i tehnologhii obogaşcenia rud, Trudî Instituta Mehanobr, **131**, 1962.

[7] Lecont, J. Infrakrasnoie izlucenie. Izdatelstvo Inostrannaia Literatura. Moskva, 1958.

[8] Bellami, L. Infrakrasnîe spektrî molekul. Izdatelstvo Inostrannaia Literatura. Moskva, 1964.

MECANIZARE

Combaterea zgomotului la ciocanul perforator CP-24

Ing. AL. HEIDINGER
fiz. T. LUDMAN şi
dr. A. COZA

Constructorii au dus o muncă îndelungată pentru combaterea zgomotului produs de ciocane-perforatoare, concretizată astăzi în realizarea unor tipuri de ciocane perforatoare silenţioase, printre care sînt de menţionat ciocanele Tiger şi Bizzan ale lui Atlas Copco (Suedia) [8], PR-24 L ale Uzinelor Pnevmatica (U. R. S. S.) şi ciocanele firmelor Joy (S. U. A.) şi Ronald Clarke Machinery Ltd (Anglia). Problema nu este însă rezolvată nici prin aceste maşini, pentru că şi ciocanele „silenţioase" au un nivel sonor cu mult peste cel admis de norme.

În cele ce urmează se face o succintă examinare a problemei combaterii zgomotului la perforatoare.

Zgomote, mărimi caracteristice, unităţi, măsurare

Vibraţia mecanică a unui corp cu amplitudine mică este cauza care produce sunetul sau zgomotul [1]. Vibraţiile care au frecvenţa lor cuprinsă între 16 şi 16 000 Hz şi intensitatea cuprinsă între $10^{-12} - 1 \frac{W}{m^2}$ sînt percepute de organul auditiv ca impresii sonore. O vibraţie armonică simplă este un sunet pur. Înălţimea sunetului este determinată de frecvenţa lui.

Obiectele uzuale execută de obicei vibraţii complexe care constau dintr-un număr mare de oscilaţii simple de frecvenţe diferite. Suprapunerea dezordonată a sunetelor de frecvenţă şi intensitate diferită reprezintă zgomotul. Zgomotul se caracterizează printr-un spectru — adică o distribuţie a componentelor de intensitate diferită în funcţie de frecvenţă.

Domeniul în care sînt cuprinse valorile uzuale ale intensităţilor acustice se extinde prin 10 — 12 ordine de mărime. Aceasta duce la necesitatea introducerii în calcule a scării logaritmice. Astfel definim nivelul de intensitate acustică, exprimat în dB [2]:

$$N = 10 \log \frac{I}{I_0}$$

unde :

$$I_0 = 10^{-12} \left[\frac{W}{m^2}\right] \qquad (1)$$

Aparatele de măsură sînt gradate în dB. Din cele spuse mai sus, se poate deduce că la analiza unui zgomot ne interesează nivelul global de intensitate acustică şi repartiţia lui pe frecvenţe, adică spectrul zgomotului. Schema bloc a aparatului de măsurare şi analiză a zgomotului se dă în figura 1.

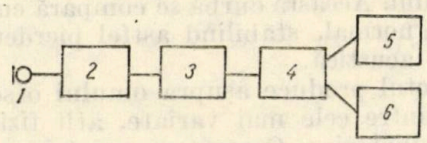


Fig. 1. Schema-bloc a fonometrului analizor.

Aparatura cuprinde un microfon *1*, un amplificator *2*, o serie de filtre *3* cu ajutorul cărora executăm analiza armonică, atenuator etalonat *4* pentru diferite game şi instrument indicator *5* sau aparat înregistrator *6* care ne indică rezultatul măsurării. Întreaga instalaţie este etalonată în aşa fel încît indicaţiile în dB să se refere la intensitatea sonoră de referinţă I_0.

Perceperea sunetului şi zgomotului. Acţiunea dăunătoare a zgomotului

Urechea omenească are capacitatea de a percepe sub formă de sunet, vibraţiile acustice dintr-un interval foarte larg de presiuni acustice. Pentru un ascultător otologic normal vibraţiile care au frecvenţa cuprinsă între 16 — 16 000 Hz sînt percepute drept sunete. Pragul de audibilitate este valoarea minimă a intensităţii acustice care provoacă senzaţia de sunet. Această valoare la 1 000 Hz este $10^{-12} \frac{W}{m^2}$. Limita superioară a audibilităţii, se numeşte pragul senzaţiei dureroase şi corespunde la 1 000 Hz la o intensitate de $1 \frac{W}{m^2}$. Curbele ce-

lor două praguri definesc suprafaţa de audibilitate (fig. 2).

Auzul slăbeşte pe măsură ce omul înaintează în vîrstă, chiar în lipsa unor afecţiuni ale organului auditiv. Prin slăbirea auzului, pragul

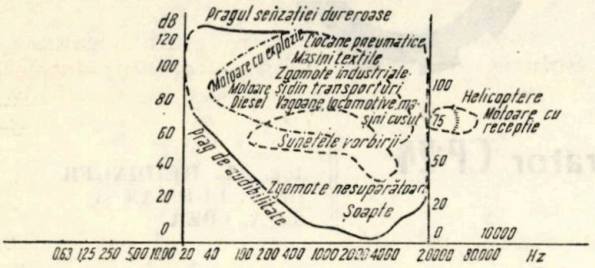


Fig. 2. Suprafaţa de audibilitate.

de audibilitate se apropie de pragul durerii care nu se schimbă. Stabilirea stării auzului se face prin măsurători audiometrice. Un audiometru se compune dintr-un generator de sunet de frecvenţă şi intensitate variabilă. Sunetul este redat urechii printr-o cască. Prin modificarea intensităţii sunetului redat prin cască, se stabileşte pragul de audibilitate la diferite frecvenţe, trasînd astfel curba audiometrică a individului. Această curbă se compară cu curba pragului normal, stabilind astfel pierderile de acuitate acustică.

Zgomotul produce asupra omului o serie de efecte dintre cele mai variate, atît fiziologice cît şi psihologice. Cercetarea acestei probleme este îngreuiată de faptul că în afară de caracteristicile fizice ale zgomotului trebuie să se ţină seama şi de o serie de factori subiectivi. Cele mai frecvente categorii de efecte dăunătoare sîn următoarele :

Afecţiunile organului auditiv care sînt produse în urma acţiunii îndelungate a unui zgomot puternic şi care conduc la o slăbire permanentă a acuităţii auditive. Leziunile produse de zgomot se localizează în urechea internă. Acţiunea dăunătoare a zgomotului este şi mai accentuată în cazul cînd zgomotul acţionează discontinuu, apare brusc, are un spectru larg de frecvenţă, este însoţit de vibraţii mecanice etc.

Cercetările medicale de urmărire au stabilit fazele de evoluţie a pierderii acuităţii auditive [3]. Astfel chiar după o lună de prezenţă în mediu zgomotos de peste 85 dB, urechea se adaptează condiţiilor, însă cu pierdere a sensibilităţii acustice de pînă la 40 — 50 dB la frecvenţa de 4 000 Hz. După aceasta urmează o perioadă de latenţă totală care durează luni sau ani. Vocea şoptită rămîne inteligibilă, însă pierderea de auz de la 4 000 Hz se accentuează şi se lărgeşte în frecvenţă. Începe să ocupe 1 — 2 octave în jurul lui 4 000 Hz (de la 2 000 — 8 000 Hz) şi în profunzime atinge 20 — 70 dB. După aceasta urmează perioada de latenţă subtotală, în care vocea şoptită de la 3 m apare neinteligibilă. Pierderea la 4 000 Hz este de cel puţin 45 dB, însă ajunge şi la 85 dB, în lăţime ocupă 2 — 3 octave şi influenţează banda de vorbire 1 000 — 2 000 Hz. Durata acestei perioade variază foarte mult (2 — 15 ani) în funcţie de rezistenţa auriculară individuală. Multe persoane se fixează la acest stadiu, deşi continuă expunerea la zgomot. Boala se accentuează în perioada terminală de surditate, cînd persoana respectivă începe să urmărească dificil conversaţia, dîndu-şi seama că devine surdă. Audiograma arată o pierdere generală de auz care depăşeşte deja zona frecvenţelor de 500 Hz şi în profunzime ajunge 80 dB. Chiar şi în acest stadiu el poate să fie permanentizat, dacă schimbă locul de muncă, sau la precauţii adecvate pentru protecţia organului auditiv.

Afecţiuni ale diverselor aparate şi organe ale corpului omenesc sînt provocate de zgomote, ale căror nivele de tărie nu sînt atît de ridicate ca să producă afecţiuni ale organului auditiv, însă sînt stînjenitoare pentru a lucra sau a se odihni în condiţiile existenţei zgomotului. Astfel de cazuri pot fi întîlnite şi în afara întreprinderilor industriale, în mediul urban şi în ansamblul de construcţii civile.

Reducerea productivităţii muncii. Acţiunea efectelor dăunătoare produse de zgomot, conduce la obosirea generală a organismului omului. Ca urmare se produce o micşorare a productivităţii muncii, a reducerii capacităţii de muncă a salariaţilor. În condiţiile actuale, cînd munca fizică devine o variantă a muncii intelectuale, problema devine de o importanţă considerabilă pentru că, în special munca intelectuală este stînjenită de zgomot.

Mărirea pericolului de accidentare prin faptul că se reduc posibilităţile de semnalizare acustică, se reduce posibilitatea orientării muncitorului după diferite zgomote caracteristice (care semnalează mişcări de rocă ca : începutul surpării, creşterea presiunii, căderea copturii etc.) şi se reduce inteligibilitatea vorbirii la locul de muncă.

Situaţia pe plan mondial privind măsurarea şi combaterea zgomotului ciocanelor perforatoare

Cercetările duse în special după anul 1945 au arătat că nivelul de zgomot global al ciocanelor perforatoare depăşeşte 120 dB, iar spectrul zgomotului cuprinde componenta de frecvenţă joasă, medie şi înaltă (fig. 3).

Sursele zgomotului ciocanelor perforatoare sînt următoarele :

zgomotul de eşapare are nivelul cel mai mare dintre sursele de zgomot şi este de natură de joasă şi medie frecvenţă ;

zgomotul mecanic care se datoreşte ciocnirii pistonului pe sfredel, mişcării cu frecare a

pistonului, mişcării dispozitivului de distribuire a aerului şi a mecanismului cu clicheţi etc. Fiind mişcări periodice, în compoziţia zgomotului mecanic găsim şi componente de joasă frecvenţă însă predomină componentele de

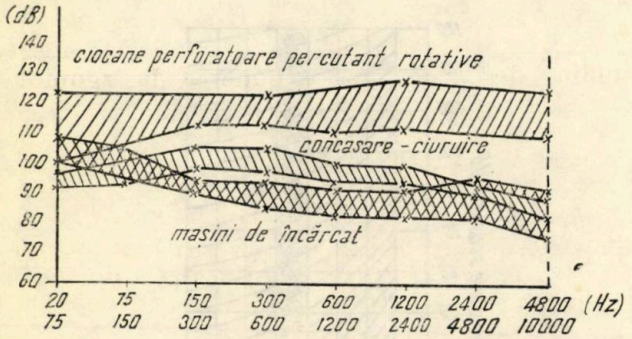


Fig. 3. Distribuţia zgomotului ciocanelor perforatoare, comparativ cu alte două operaţii din subteran.

înaltă frecvenţă. Zgomotul peste 40 Hz se datoreşte exclusiv zgomotelor mecanice;

zgomotul de proces. Ciocanele perforatoare lucrează în subteran cu sfredele de lungimi diferite şi în roci de tărie diferită. În timpul funcţionării însăşi sfredelul produce un zgomot de înaltă frecvenţă în funcţie de lungimea lui şi de natura rocii în care pătrunde.

Cercetările au arătat că zgomotul perforatoarelor este cu 5—6 dB mai mare în subteran decît la suprafaţă şi zgomotul creşte foarte mult cu scăderea secţiunii abatajului. Zgomotul variază în timpul pătrunderii sfredelului în rocă, se micşorează puţin (1 — 2 dB). Zgomotul depinde de presiunea aerului de lucru, variind cu 1 — 3 dB/ats. S-a stabilit de asemenea că 87,5% din zgomotul total se datoreşte eşapării şi abia 12,5% zgomotelor mecanice. Acestea din urmă depind în mare măsură de întreţinerea maşinii; în cazul perforatoarelor uzate zgomotul mecanic creşte considerabil.

Aplicarea metodelor matematice în studiul mişcării pistonului, variaţiei presiunii aerului, precum şi zgomotul produs, a permis cercetătorilor sovietici să stabilească o formulă care dă rezultate apropiate de măsurători privind nivelul de zgomot produs [11]:

$$L = 22\ D^2 ns + \alpha,$$

unde:

L este nivelul de presiune acustică, dB;
D — diametrul, m;
s — cursa pistonului, m;
α — constanta a cărei valoare depinde de factorii constructivi şi de condiţiile de măsurare.

Formula a fost verificată atît în subteran cît şi la suprafaţă şi aproximaţia datelor experimentale a fost de 1—2 dB.

Există două posibilităţi principale pentru reducerea zgomotului:

— reducerea prin eliminarea surselor de zgomot;

— reducerea în lipsa posibilităţi de eliminare a surselor, care se poate face prin:

— atenuarea zgomotului la sursă;
— izolarea zgomotului;
— absorbţia zgomotului;
— protecţia individuală a muncitorului.

Soluţia cea mai bună este, bineînţeles, schimbarea maşinii la o maşină mai silenţioasă. În cazul ciocanelor perforatoare această cale nu poate fi urmată în prezent fiindcă celelalte tipuri constructive de ciocane nu permit obţinerea performanţelor ciocanelor perforatoare pneumatice percutant — rotative. Trebuie deci urmată cealaltă cale, adică reducerea prin absorbţie a zgomotului perforatorului.

Zgomotul de eşapare fiind componenta principală, primele încercări s-au îndreptat spre atenuarea acestuia. Prin atenuare de zgomot de tipul filtrelor trece-jos, la fiecare centru de cercetare s-a reuşit reducerea zgomotului de eşapare la nivelul zgomotului mecanic, obţinînd astfel o reducere globală de 5—6 dB, prin afectarea sub 5% a performanţelor perforatoarelor [6].

Folosind atenuatoare de proporţii mai mari, ataşate la perforator printr-un furtun de cauciuc s-a putut ajunge la reduceri de 8 — 9 dB, însă sistemul nu este practic pentru perforatoare uşoare. Sînt utilizate pe scară industrială la perforatoarele montate pe cărucioare.

Încercînd în laborator soluţii neaplicabile din punct de vedere practic — cum ar fi învelirea în vată de sticlă de 5 cm grosime a întregului perforator — s-au stabilit limitele de aplicabilitate a metodelor de absorbţie şi izolare a zgomotului. Aceste încercări au arătat că reducerea zgomotului de eşapare la nivelul zgomotului mecanic este perfect posibilă, însă reducerea globală nu depăşeşte 6 dB. Prin modificări constructive folosind materiale cu frecări interne mari, garnituri amortizoare de legătură între diferitele părţi componente ale maşinii s-a reuşit o reducere globală de 8—9 dB, dar pentru a ajunge la reduceri de peste 10 dB ale nivelului global de zgomot se cere folosirea unor metode deosebite. Aceste metode sînt în curs de cercetare. S-a amintit folosirea materialelor poroase absorbante pentru confecţionarea părţii de eşapare a maşinii, folosirea materialelor absorbante de legătură, studiul oţelurilor de sfredel pentru realizarea unor sfredele silenţioase etc. [9].

În afara atenuatoarelor de zgomot care reduc zgomotul de eşapare, dar nu reduc nivelul de zgomot în măsură suficientă, soluţia general acceptată este folosirea audioprotectorilor individuali ai antifoanelor. În practică se folosesc două tipuri de dispozitive:

— antifoane sub formă de căşti, bandaje cu caschete;

— antifoane sub formă de tampon sau dop (fig. 4).

S-a observat că amortizarea sunetului este cu atît mai bună cu cît materialul din care este confecționat antifonul este mai greu, cu cît acoperă urechea mai etanș și cu cît sunetul care trebuie amortizat este mai înalt. Se studiază o gamă variată de antifoane de construcții diferite, unele chiar cu canale, permițînd astfel perceperea convorbirii și care în același timp permit o reducere a nivelului sonor cu 25 — 30 dB.

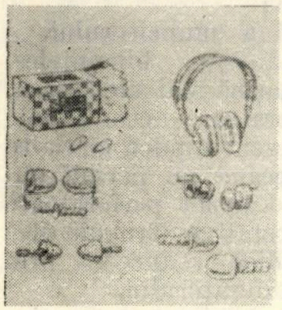


Fig. 4. Antifoane.

Cercetări medicale au stabilit că zgomotul conduce la pierderea totală de auz. Aceasta depinde de nivelul mediu de zgomot, de distribuția lui în funcție de frecvență, de durata lui, de numărul expunerii și de sensibilitatea personală a individului. S-a dedus că persoanele care lucrează în mediu zgomotos cu nivele de peste 120 dB, după o lună își pierd din acuitatea auditivă. Cei care lucrează la nivelele între 110—120 dB, pot să piardă acuitatea după cîteva luni. Zgomotele în jur de 100 dB provoacă pierderi doar după cîțiva ani, iar zgomotele care nu depășesc 85 dB nu produc schimbarea sensibilității auditive. Nivelul de 150 dB este nivelul maxim care încă poate fi suportat, iar nivelul de 160 dB provoacă în mod cert spargerea timpanului.

Conform acestor constatări, fiecare țară și-a alcătuit normele sale interne privitoare la nivele maxime admisibile de zgomot în industrie. Cîteva standarde sînt cuprinse în tabela 1 [5, 7].

În cadrul celor două consfătuiri de combatere a zgomotului și vibrațiilor din 18—20 noiembrie 1959 și 14 — 16 noiembrie 1963 [4] București, au fost prezentate articole de sinteză privind situația generală din industria țării noastre. Articole speciale, care să cuprinsă problema zgomotului în minerit nu au fost prezentate.

Standardele românești au fost întocmite pe baza curbelor de egal nivel de tărie — curbele de zgomot (fig. 5) stabilite de Organizația internațională de standarde (ISO). Conform normelor în vigoare, limita maximă a zgomotului industrial la locul de muncă nu trebuie să depășească curba Cz 85, la o durată continuă de lucru de 6 h.

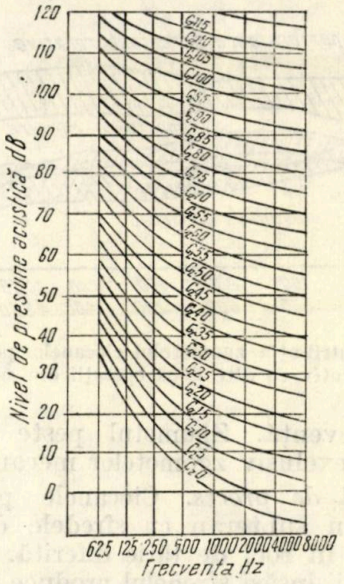


Fig. 5. Curbele de zgomot.

Rezultatele obținute în cadrul Centrului de cercetări miniere Baia Mare

În cadrul centrului de cercetări miniere s-a studiat zgomotul noului ciocan perforator românesc CP-24.

Nivelul de zgomot global a fost măsurat cu un fonometru (fig. 6) confecționat în laboratoarele centrului și etalonat la Institutul de igienă și protecția muncii. Aparatul are o singură gamă, între limitele 90—130 dB. Clasa de precizie a aparatului este 2,5.

Nivelul de zgomot global al ciocanului perforator CP-24, la suprafață, la locul minerului este de (122 ± 3) dB. În subteran, în funcție de dimensiunile abatajului, nivelul de zgomot se urcă pînă la 125—127 dB.

Pentru determinarea surselor de zgomot, trebuia să se reducă valoarea zgomotului de eșapare, întrucît aceasta, prin fenomenul de mascare face imposibilă observarea și măsurarea celorlalte nivele de zgomot.

Tabela 1

U.R.S.S.		Japonia		S.U.A.		R.F.G.	
Hz	dB	Hz	dB	Hz	dB	Hz	dB
60—550	90—100	100—200	95	20—75	100	63—250	90—100
350—800	85—90	200—3 200	90	75—600	85—92	250—1 000	85— 90
800—12 500	75—85	3 200—6 400	85	600—10 000	85	1 000—8 000	80— 85

În vederea reducerii zgomotului de eşapare, s-au experimentat două tipuri de atenuatoare acustice prin reflexie.

Atenuatoarele acustice prin reflexie sînt constituite dintr-o serie de cavităţi şi tubulaturi astfel montate, încît prin discontinuităţile pe care le creează, să realizeze reducerea necesară a nivelului zgomotului transmis prin dispozitiv.

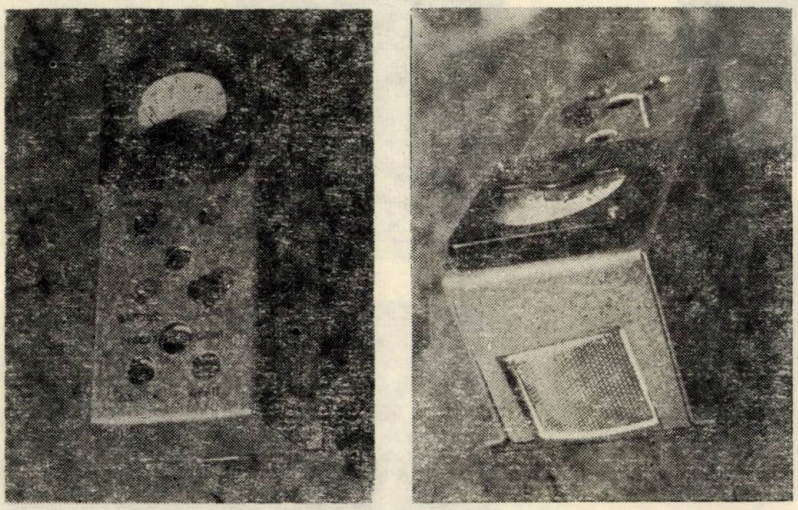


Fig. 6. Fonometru.

Cel mai simplu atenuator (fig. 7) este alcătuit dintr-o cavitate de secţiune S şi l, prevăzută la capete cu două tuburi de secţiune S_0.

Atenuarea corespunzătoare se poate calcula cu ajutorul relaţiei :

$$\Delta L = 10 \lg \left[1 + \frac{1}{4}\left(m - \frac{1}{m}\right)^2 \sin^2 kl\right] \qquad (3)$$

unde m este raportul secţiunilor, iar $k = \frac{2\pi}{\lambda}$ este numărul de undă.

Din examinarea relaţiei se vede că atenuarea minimă se obţine la frecvenţa la care este valabilă relaţia

$$kl = n\pi \text{ adică } f = \frac{nc}{2l}. \qquad (4)$$

Atenuarea maximă se obţine la frecvenţa la care este valabilă relaţia :

$$kl = \frac{(2n+1)\pi}{2} \text{ adică } f = \frac{(2n+1)c}{4l}. \qquad (5)$$

În aceste relaţii c este viteza sunetului, iar n un număr natural.

Pentru mărirea eficienţei se construieşte atenuatoarele formate din mai multe celule, adică mai multe cavităţi legate în serie printr-un tub de secţiune redusă. Calculul dimensiunilor cavităţilor şi a tuburilor de legătură trebuie astfel făcută încît benzile de trecere ale unor celule să corespundă cu benzile de atenuare ale altor celule. Se obţine în felul acesta o atenuare destul de constantă într-o bandă largă de frecvenţe. Valoarea frecvenţei limită la care atenuatorul începe să lucreze se calculează din

$$f_{lim} = \frac{C}{\pi}\sqrt{\frac{S_0}{V \cdot l_{ef}}} \qquad (6)$$

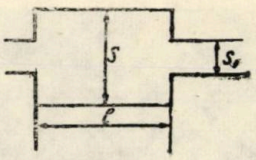


Fig. 7. Schema de principiu a unei celule de atenuator.

unde V este volumul cavităţii, S_0 este secţiunea tubului de legătură, iar l_{ef} este lungimea efectivă a canalului de legătură, care se calculează din lungimea reală l a canalului din formula

$$l_{ef} = l + 0{,}8\sqrt{S_0}. \qquad (7)$$

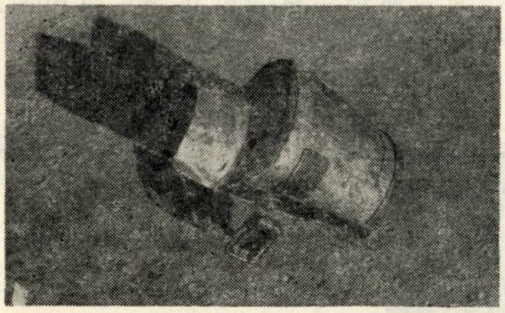
Atenuatorul acustic tip A consta dintr-o carcasă metalică compartimentată în interior în patru camere de volume neegale (fig. 8) căptuşită în întregime cu pîslă de construcţie de 10 mm grosime.

Frecvenţa limită a atenuatorului este de 900 Hz, peste această frecvenţă introducînd o atenuare de 6 dB. Aceasta face, ca nivelul global de zgomot să se reducă cu 3 — 4 dB.

Atenuatorul acustic tip B (fig. 9) este un cilindru metalic în care printr-o serie de pereţi despărţitori s-au creat trei sau patru camere. În pereţii despărţitori s-au creat orificii în care s-au aşezat tuburile de legătură. S-a prevăzut posibilitatea deplasării pereţilor, pentru modificarea caracteristicilor acustice ale atenuatorului. Atenuatorul a fost legat la perforator printr-un furtun de cauciuc cu diametru de 50 mm.

Folosind atenuatorul tip B cu camere egale, se ajunge la o frecvenţă limită de 300 Hz şi atenuare de 9 dB, iar mutarea pereţilor despărţitori în aşa fel, încît atenuarea minimă a uneia din celule să corespundă cu atenuarea maximă a celulei vecine (camere de volum

neegal) se poate obține o frecvență limită de 200 Hz și atenuarea de 11 dB. În cazul celor două situații, nivelul global scade cu 7, respectiv 9 dB, ajungînd la situația în care nivelul zgomotului de eșapare scade sub nivelul zgomotelor mecanice.



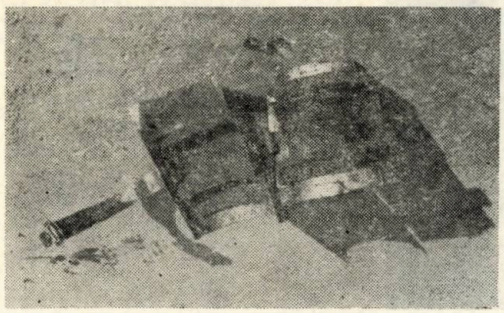


Fig. 8. Atenuatorul tip A.

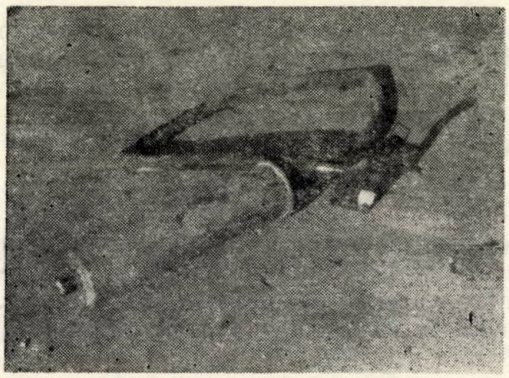


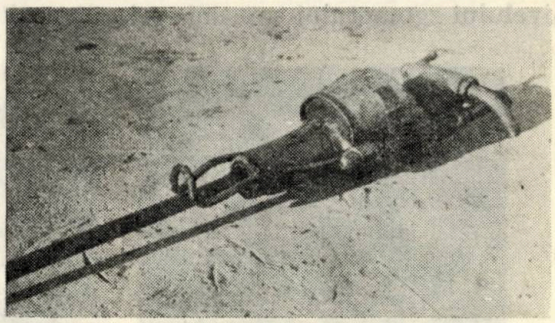
Fig. 9. Atenuatorul tip B.

Tabela 2

Denumirea	Intensitatea, dB
Zgomotul de eșapare	122
Zgomotul mecanic	116
Vibrația sfredelului	118
Lovirea sfredelului pe rocă	122

Aspectul ciocanului perforator cu cele două tipuri de atenuatoare se dă în figura 10.

Ataşînd atenuatorul tip B ciocanului, se poate măsura și nivelul de zgomot generat de celelalte surse de zgomot. Rezultatele măsurătorilor sînt cuprinse în tabela 2.



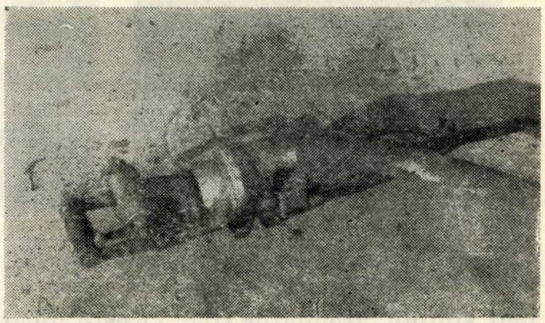


Fig. 10. Ciocanul perforator cu atenuator.

BIBLIOGRAFIE

[1] Bădărău, E. *Bazele acusticii moderne.* Ed. Academiei Republicii Socialiste România, 1961.

[2] Grumăzescu, M. *Combaterea zgomotului și vibrațiilor.* Ed. tehnică, 1964.

[3] Langelez, A. *Traité des maladies professionelles.* Desoer Liège.

[4] *** I *Consfătuire de combatere a zgomotului și vibrațiilor.* 18—29 noiembr., 1959, București, 1960.

*** A II-a *Consfătuire de combatere a zgomotului și vibrațiilor.* 14 — 16 noiembrie., 1963, București, 1964.

[5] Wallace, A. M. W. *Rock drill noise — an approach.* Canad. Min. Metall. Bull., 1964/57/630 (1038).

[6] Sherwood, P. W. *Noise control in mining operations.* Mine and Quarry 1961/27/12 (555).

[7] Gloeckner, H. *Beiträge zum Lärmproblem Druckluftbetriebener Abbau und Bohrn ämmer.* Bergbauwissenschaften 1962/9/19 — 20.

[8] Botsford, J. H. *Noise Abatement.* Canad. Min. J. 1960/81/10 (95).

[9] Daly, I. I. *Underground Noise Abatement.* Mining Congress J. 1963/49/8.

[10] Kubik, S. *Hluk v baniach a ochrana pred nim* — Rudy 1964, 12, 7—8 (252).

[11] Konograi, B. K. *Puti umenşenia şumov pri burenia.* Gornii Jurnal 1958/135/1 (61).

Recenzii

Bihl, Ch. **Electrificarea minelor în subteran.** Vol. II, Traducere din l. franceză.

Lucrarea se referă în special la noutăţile apărute în construcţia echipamentelor electrice miniere şi conţine următoarele părţi principale :

— Noutăţi şi tendinţe actuale în ce priveşte securitatea contra grizuului, electrocutării şi incendiului.

— Noutăţi şi tendinţe actuale în construcţia cablurilor, aparatelor, transformatoarelor şi motoarelor electrice cu specific minier.

— Noutăţi în ce priveşte tensiunile de alimentare şi ameliorarea factorului de putere în subteran.

— Scheme generale de electrificare în subteran, inclusiv distribuţia energiei electrice, comenzile la distanţă şi circuitele de siguranţă.

— Tehnica telecontrolului în subteran.

— Electrificarea maşinilor moderne de perforat, tăiat (haveze, combine, pluguri), încărcat, trenurilor siloz, camioanelor navetă şi compresoarelor de aer pentru subteran.

În cadrul protecţiei antigrizutoase în lucrare sînt redate următoarele probleme, informări şi aspecte :

— Prescripţiile constructive şi încercările echipamentului cu „protecţie prin izolant" şi importanţa „etanşeităţii acestuia contra pătrunderii umidităţii".

— Protecţia „intrinsecă" care se aplică în special la telecomenzi, semnalizări, aparate de măsură, telefonie şi radiofonie în subteran, cu menţiunea că în Germania este admisă în minele grizutoase, fără autorizaţie specială. Reparaţiile acestui echipament se pot face numai de constructor sau ateliere speciale.

— Protecţia „cu siguranţă mărită" care, de asemenea. în Germania nu este supusă la restricţii miniere privind domeniul de folosire, iar în Franţa este în curs de oficializare. De menţionat că în Germania aproape toate utilajele antideflagrante au accesoriile (de ex. racorduri!e de cablu) în protecţie cu siguranţă mărită. Astfel utilajele devin mult mai ieftine şi mai uşoare.

— Accidentul de scurtcircuit prin lovitură de secure asupra unui cablu electric. Pentru evitarea manifestărilor exterioare ale arcului care poate să aprindă grizuul se construiesc cabluri cu un singur sau două ecrane. În cazul punerii la pămînt sau la o fază a ecranului sau atingerea acelor ecrane prin strivirea cablului, are loc întreruperea curentului electric cu ajutorul de fuzibile speciale sau întrerupătoare automate în mai puţin de 5 ms.

— Scurtcircuitul de cablu, de origină electrică, poate deveni periculos în cazul cablurilor cu o tensiune de 3 kV şi peste. Cu ajutorul tehnicii scurtcircuitelor ultrarapide, se provoacă într-un timp foarte scurt, în amontele scurtcircuitului periculos, un alt scurtcircuit de alimentare. Astfel aceste scurtcircuite ar putea fi localizate în locuri nepericuloase.

— În privinţa stadiului actual al aparatelor de control al izolaţiei, în construcţiile moderne se prevăd dispozitive de temporizare în circuitul electronic al aparatelor pentru a evita orice funcţionare intempestivă care ar rezulta din punerea sub tensiune a aparatului de control al izolaţiei. În ultima vreme au apărut aparate selective bazate pe curenţii omopolari şi aparate care acţionează şi în cazul scurtcircuitelor impedante prin injectarea unui curent de frecvenţă înaltă.

— În legătură cu pericolul de vecinătate între cablurile electrice şi conductele de ulei sub presiune, se aminteşte catastrofa de la Marcinelle. Uleiul trebuie să fie înlocuit, fie cu un produs sintetic, fie cu o emulsie de apă şi ulei.

În cadrul noutăţilor constructive în domeniul echipamentului electric minier remarcăm în lucrare :

— Cablurile armate de 1 kV au fazele izolate cu cauciuc vulcanizat în loc de hîrtie impregnată şi o manta din policloropren sau elastomer, în loc de plumb. Pentru cablurile de 3—5 kV a început să se introducă izolaţia din PVC sau butil, iar armătura de protecţie de sîrme de oţel înecate în PVC.

— Cablurile de puţ se construiesc astăzi cu armături duble încorporate într-o manta din PVC.

— În abataj se folosesc cabluri flexibile cu ecran semiconductor de neopren (compound). Mufele de îmbinare pentru cablurile flexibile în interior sînt din neopren, iar în exterior din poliamide în execuţie antideflagrantă, fiind cu 50% mai uşoare şi mai rezistente decît cele din bronz.

În construcţia transformatoarelor pentru subteran deosebim transformatoarele antideflagrante în aer şi în cuarţ. Ultimile îşi asigură protecţia antigrizutoasă prin umplutură de material izolant pulverulent, fără cuvă antideflagrantă, însă totuşi etanşă.

— Aparatajul modern de întrerupere de 3—5 kV, conform normelor germane, se construieşte în execuţie cu siguranţă mărită, neexistînd o carcasă antideflagrantă comună, ci numai părţile care în timpul funcţionării normale produc scîntei sînt închise în carcase antideflagrante.

— În problema pornitoarelor automate de mină au apărut tipuri noi cu comutaţie statică cu ajutorul diodelor cu siliciu, fără contactoare cu întrerupere şi deci fără arce electrice sau scîntei, ceea ce ar putea să modifice însuşi principiul protecţiei antigrizutoase. Astfel se evită uzura contactelor, producerea de gaze, dereglări etc., iar întreţinerea ar fi mult mai redusă şi cu gabarite mai mici.

— În materie de motoare electrice se menţionează cele cu colivie, care printr-o construcţie specială sînt împiedicate să respire din cauza variaţiilor de temperatură, ceea ce evită intrarea în motor a umidităţii, a prafului şi unsorii. De asemenea, se arată avantajele motorului cu caracteristici de „laminor", corespunzătoare la o serie de utilizări la acţionarea instalaţiilor din subteran.

— Pentru protecţia motoarelor au apărut „termistoarele", compuse din semiconductoare sinterizate folosite în cazul comutaţiei statice cu tuburi electronice sau sisteme logice.

— În materie de noi mijloace de comunicaţie în subteran sînt amintite „gigafonul" în greutate de 12 kg „picofonul" emiţătorul-receptor de buzunar de 380 g, ambele cu siguranţă intrinsecă. Este amintit, de asemenea, un astfel de aparat de numai 64 g, încorporat în casca minerului „telecap".

În cadrul noutăţilor în materie de tensiune folosită în subteran, există tendinţa ridicării tensiunii de serviciu la valori apropiate de 1 000 V. Astfel, în reţelele de 500—525 V, prin trecerea de la legătura în stea la cea în triunghiu a motoarelor, se poate introduce tensiunea de 865—910 V.

Din punctul de vedere al electrocutării, reţelele de 500 şi de 900 V din subteran sînt practic echivalente. De asemenea, există tendinţa de ridicare a tensiunii de alimentare a perforatoarelor de la 125 la 250 V.

Pentru consumatorii ficşi şi semimobili s-a ajuns la tensiuni de 12 000 — 7 200 V. Pompele sînt prevăzute a fi acţionate cu motoare în scurtcircuit de 10 000 V în construcţie AGR. Combinele puternice pentru săparea galeriilor, cu mişcare înceată cu puteri 2 × 550 kW, sînt alimentate la 5 000 V prin cabluri flexibile. În astfel de cazuri se intercalează cît mai aproape de combină un transformator de izolare, care să separe reţeaua maşinii mobile de reţeaua generală, în vederea unei cît mai bune securităţi. În ce priveşte ameliorarea factorului de putere în subteran, se arată că cea mai eficace este compensarea pentru fiecare consumator în parte. În acest scop astăzi se construiesc baterii de condensatoare în construcţie antigrizutoasă (condensatoare cu piralenă, închise ermetic, totul fiind cufundat în cuarţ).

În continuare se arată că aducerea curentului în subteran se poate face prin cabluri electrice de 3—5 kV, prin sonde verticale forate de la suprafaţă şi amplasate astfel încît să ajungă în centrul de greutate al sectorului, dacă stratele de cărbune se găsesc la mică adîncime, sub roci acoperitoare slab acvifere. Pentru reţelele de puţ se poate adapta principiul legării în buclă. Tensiunea de 3—5 kV pătrunde tot mai adînc în sectoare, unde substaţia de transformare se reduce adesea la un bloc mobil de transformare cît mai aproape de abataj, care se deplasează o dată cu el.

Telecomanda electrică permite intensificarea mecanizării procesului de lucru în subteran, stă la baza a numeroase blocări de securitate şi poate duce la automatizarea operaţiilor miniere.

„Abatajul fără oameni" de mîine depinde în mare măsură de telecomanda electrică. În cazul maşinilor fixe sau semifixe, firele pilot sînt cuprinse în cabluri armate sau semiflexibile, care au o armătură de protecţie mecanică. În cazul maşinilor mobile, ele sînt branşate prin cabluri flexibile, care conţin fire pilot pentru telecomandă şi sînt protejate prin circuite de securitate.

Circuitele de securitate au menirea să provoace declanşarea atunci cînd ecranul cablului flexibil este pus în contact cu pămîntul sau cu una din faze, să protejeze continuitatea ecranului şi firului neutru, scoaterea şi introducerea prizelor de curent să aibă loc fără tensiune, să evite o pornire nedorită şi să fie cu siguranţă intrinsecă în cazul locurilor cu grizu. Se tinde la înlocuirea releelor electromagnetice cu relee statice şi anume amplitificatoare magnetice şi relee fără contact cu reductanţă variabilă.

În ceea ce priveşte telecontrolul, se arată sistemele „da" sau „nu" care informează la un tablou central asupra funcţionării sau opririi echipamentului dintr-un abataj, sector, puţ etc. Aceste semnale se pot completa şi cu înregistrări în timp. Se descrie telecontrolul prin suprapunerea frecvenţelor într-un cablu coaxial şi cu explorare ciclică cu selector electromagnetic sau electronic. Protecţia contra grizuului se realizează prin circuite cu siguranţă intrinsecă telecontrolul putîndu-se adapta la energii foarte mici. Se fac unele precizări privind introducerea televiziunii în subteran şi se prezintă sumar telecomanda electronică în subteran prin tiratron şi tranzistor. Ca exemplu se dă comanda electronică a cadrelor păşitoare în abataj.

În partea a doua a cărţii autorul arată schemele electrice ale maşinilor de havat şi combinelor cu transmisie hidrostatică, inclusiv caracteristicile funcţionale şi constructive ale diferitelor organe şi aparate. De menţionat telecomanda prin unde de înaltă frecvenţă dirijate prin fir purtător şi modul de mecanizare a manipulării cablurilor electrice. Se tratează schemele electrice ale plugurilor de abataj, inclusiv cele ale transportoarelor blindate. De asemenea, se prezintă plugurile screper şi plugul dinamic tip „berbec".

Urmează perforatoarele pneumatice şi electrice, maşinile de forat suitorii şi combinele moderne pentru săpat galerii.

Un capitol separat tratează compresoarele de mină moderne de diferite construcţii, cele mobile şi recomprimatoarele. De asemenea se trece în revista procedeul de puşcare „Armstrong".

Un ultim capitol tratează maşinile de încărcat de toate tipurile : graiferele, screperele, trenurile siloz şi camioanele navetă, folosite în subteran.

Trebuie menţionat că autorul nu s-a limitat să trateze numai partea electrică a acestor maşini miniere, ci a dat suficiente detalii şi asupra părţii mecanice şi funcţionale, în aşa fel că prezentarea acestor maşini este cît se poate de completă.

Prezenta lucrare este de o reală valoare tehnico-ştiinţifică şi este utilă, atît personalului tehnico-ingineresc de la exploatările miniere, cît şi celui de la institutele de proiectări, cercetări şi învăţămînt.

Ing. M. Lucas

Noutăţi — ştiri

În continuarea bazinului de huilă (550 mil. tone) submarin recent descoperit în tona Durham, s-a pus în evidenţă de Selby (Anglia) un zăcămînt de circa 400 mil. tone, cu straturi de 1,8 m situate la 900 m adîncime.

(Mines et Métallurgie, martie, 1967)

★

În Republica Kazahstan (U.R.S.S.) în regiunea Ekibastus s-a pus în evidenţă un nou zăcămînt de huilă cu rezerve apreciate în prezent la 10 miliarde tone. În valea Irtişului se dezvoltă un adevărat lanţ de cărbune pe 400 km lungime. Un alt zăcămînt a fost identificat în regiunea de stepă, în care s-au conturat circa 1 miliard de tone rezerve exploatabile la zi.

(Mines et Métallurgie, martie, 1967)

★

Producţia de aur a R.F.G. în anul 1965 a fost de 2,732 t, a R. S. Africane de circa 940 t.

Producţia de sulf în R. P. Polonă a atins 431 000 t, fiind prevăzută dublarea ei pînă în 1970.

În Franţa în anul 1966 producţia de minereu de fier a fost de 55 mil. tone.

(Mines et Métallurgie, martie, 1967)

★

În Mongolia sînt cunoscute în prezent circa 30 zăcăminte de cărbune. Cele mai importante, cu cărbuni cocsificabili : Taboun-Tologoy (7 mil. tone din care 2,8 miliarde probate, cu straturi în grosimi de 0,7—18 m) şi Nours-Nagatirsk (2 miliarde tone, straturi cu grosimi de 15—20 m).

(Annales des mines, aprilie, 1967)

★

În Finlanda se prevede în următorii ani punerea în funcţie a unei exploatări la zi la Hällinvaara cu o capacitate de 200 000 t/an minereu cu 1 % Cu, ceea ce va permite realizarea a 7 000 t/an de concentrate cu 25 % Cu. Se prevede epuizarea rezervelor (500 000 t) în 3 ani.

(Annales des mines, aprilie, 1967)

★

În zăcămîntul de cupru (1 % Cu) de la Udokan (Siberia Orientală) cu o rezervă de 90 mil. tone, se va pune în exploatare de un grup minier cu capital sovietic şi japonez.

(World Mining, San Francisco, ianuarie, 1967)

REVISTA MINELOR organ al Ministerului Minelor şi al Consiliului Naţional al Inginerilor şi Tehnicienilor din Republica Socialistă România — Redacţia şi administraţia, Bucureşti, str. General Budişteanu nr. 11 bis, Raionul 16 Februarie, telefon 15.15.40. Revista este editată de Oficiul de documentare şi publicaţii tehnice al Ministerului Minelor. Abonamentele se fac la administraţia revistei. Instituţiile pot achita abonamentele pentru biblioteci şi cabinetele tehnice în contul nostru de virament 024002. B.N. a Republicii Socialiste România, Filiala 30 Decembrie. Tarif pentru întreprinderi : 100 lei anual ; tarif pentru muncitori, tehnicieni şi ingineri : 30 lei anual. Costul unui exemplar 5 lei. Tiparul I. P. „Informaţia", str. Brezoianu 23—25, Bucureşti, c. 5605

43413

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XVIII | Nr. 8 | AUGUST 1967

СОДЕРЖАНИЕ

* * * *День шахтёра*

Алмэшан Б. *Повышение экономической эффективности — главная цель для всех предприятий и рудников горной промышленности.*

Война В. и Арабаджан О. *Пути повышения экономической эффективности в горной промышленности.*

Добре Г. и Силаш И. *Изучение оптимальной сети и экономическая эффективность геологических работ при разработке однородных месторождений твёрдых полезных ископаемых.* (I)

Григоре И. *Улучшение эффективности геологической деятельности.*

Влад П. *Проблема экономической эффективности исследований в горном деле.*

Габриан В. и Бодиу А. *Достижения и перспективы роста экономической эффективности на рудниках комбината Бая Маре.*

Илиеску Г. и Михуц Г. *Достижения и перспективы роста экономической эффективности на шахтах комбината Валя Жиулуй.*

Илие, П. *Селективная десорбция олеата натрия.*

Представлены результаты испытания десорбции олеата натрия путём применения щелочных реагентов (гидроокись натрия, сульфид натрия).

Хейдингер, Ал,. Лудман, Т. и Коза, А. *Шум перфоратора CP-24*

Описывается положение вопроса по борьбе с шумом перфораторов, методы измерения шума и результаы испытаний проведенных в Горно-исследовательском Центре Бая Маре.

РЕЦЕНЗИИ

INHALT

* * * *Der Bergmannstag*

Almăşan, B. *Steigerung des ökonomischen Wirkungsgrades : zentrale Hauptsorge für alle Unternehmungen und Betriebe der Bergbauindustrie.*

Voina, V. und Arabagian, O. *Wege zur Steigerung des ökonomischen Wirkungsgrades in der Bergbauindustrie.*

Dobre, Gh. und Silaşi, I. *Studie bezüglich des optimalen Netzes und des ökonomischen Wirkungsgrades der geologischen Arbeiten bei der Erschürfung homogener Lagerstätten kompakter, nutzbarer Mineralien* (I).

Grigore, I. *Verbesserung des Wirkungsgrades im Rahmen der geologischen Tätigkeit.*

Vlad, P. *Das Problem des ökonomischen Wirkungsgrades der bergmännischen Forschungsarbeiten.*

Gabrian, V. und Bodiu, A. *Errungenschaften und Perspektiven bezüglich der Steigerung des ökonomischen Wirkungsgrades bei den Grubenbetrieben des Bergbaukombinates Baia Mare.*

Iliescu, Gh. und Mihuţ, Gh. *Errungenschaften und Perspektiven bezüglich der Steigerung des ökonomischen Wirkungsgrades bei den Grubenbetrieben des Jiutaler Kohlenbergbaukombinates.*

Ilie, P. *Selektive Desorption des Natriumoleates.*

Es werden die Ergebnisse der mittels basischen Mitelln (Natriumhydroxid, — Natriumsulfid) durchgeführten Desorptionsversuche bekanntgegeben.

Heidinger, Al., Ludman, T. und Coza, A. *Das Betriebsgeräusch des Bohrhammers CP—24.*

Im Aufsatz wird der Begriff des Geraüsches festgelegt und die charakteristichen Grössen, Masseinheiten und Messmethoden der Geräusche, deren schädliche Einwirkung auf den menschlichen Organismus, der gegenwärtige allgemeine Stand der Versuche zwercks Verminderung des Geräusches der Bohrhämmer, sowie auch die diesbezüglich im Rahmen des Grubenforschungszentrums von Baia Mare unternommenen Versuche behandelt.

REZENSIONEN

SOMMAIRE

* * * *Fête des Mineurs*

Almăşan, B. *L'accroissement de l'efficience économique de l'activité intégrale — préocupation de premier ordre des entreprises et exploitations minières.*

Voina, V. et Arabagian, O. *Les voies à suivre pour l'augmentation de l'efficience économique dans l'industrie minière.*

Dobre, Gh. et . Silaşi, I. *L'étude du réseau optimal et de l'efficience économique à l'exécution des travaux de recherche dans les gisements homogènes de substances minérales utiles solides (I).*

Grigore, I. *Amélioration de l'efficience dans l'activité de recherche minière.*

Vlad, P. *Le problème de l'efficience économique des recherches dans l'industrie minière.*

Gabrian, V. et Bodiu, A. *Réalizations et perspectives d'accroissement de l'efficience économique aux exploitations minières du Combinat de Baia Mare.*

Ilie P. *Désorption sélective de l'oléate de sodium*

Sont présentés les résultats acquis par la recherche sur la désorption de l'oléate de sodium par des agents alcalins (hydroxide de sodium et sulfure de sodium).

Heidinger, Al., Ludman, T. et Coza, A. *Le bruit engendré par le marteau-perforateur CP-24*

Dans cet article sont présentés : la notion du bruit, les grandeurs caractéristiques, les unitès de mesure, les methodes de mesurage des bruits, l'action nuisible sur l'organisme humain, le stade actuel consernant la lutte contre le bruit des marteaux—perforateurs, ainsi que les travaux effectués par le Centres de recherches minières de Baia Mare pour résoudre ce problème.

COMPTES—RENDU

CONTENTS

* * * *Miner's day*

Almăşan, B. *Raising economic efficiency of the enture activity — a fundamental concern for all mines.*

Voina, V. and Arabagian, O. *Means to increase economic efficiency in the mining industry.*

Dobre, Gh. and Silaşi, I. *The study of the optimum net and economic efficiency of geological activity, at the exploration of homogeneous deposits of useful minerals (I).*

Grigore, I. *Increasing efficiency of geological activity.*

Vlad, P. *The economic efficiency problem, of mining research.*

Gabrian, V. and Bodiu, A. *Achievements and perspectives for the increase of economic efficiency of the mines of the Baia Mare Mining Trust.*

Iliescu, Gh. and Mihuţ, G. *Achievements and perspectives for the increase of economic efficiency of the Jiu Valley Coal Mines.*

Ilie, P. *Selective desorbtion of sodium oleate*

The paper presents the results obtained in trials to desorbe the sodium oleate in alkali reagents (Sodium hydroxide, sodium sulphide).

Heidinger, Al., Ludman, T. and Coza A. *The noise produced by the CP-24 hammer—drill.*

The paper difines the concept of noise, its characteristic proportions, measuring units, method of measuring noises, the detrimental effect of noise on the human body, the present—day position in the world as to fighting noise produced by hammer—drills, as well as experiments carried out at the Baia Mare Research Centre.

REVIEWS

utilaj minier

1967 AUG 28

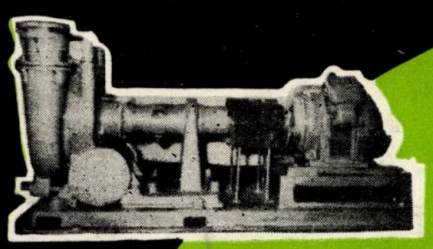
uzina mecanica de masini si [redacted] baia mare

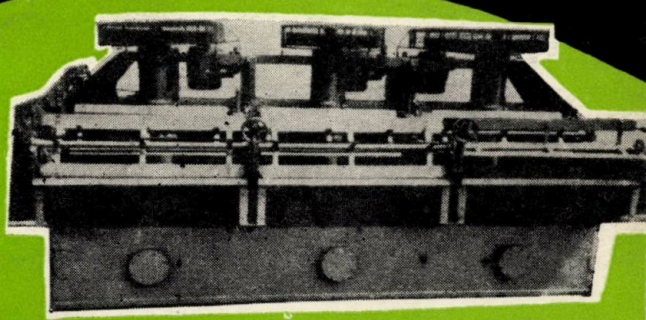
EXECUTĂ ŞI LIVREAZĂ INSTALAŢII PENTRU PREPARAREA MINEREURILOR NEFEROASE COMPUSE DIN

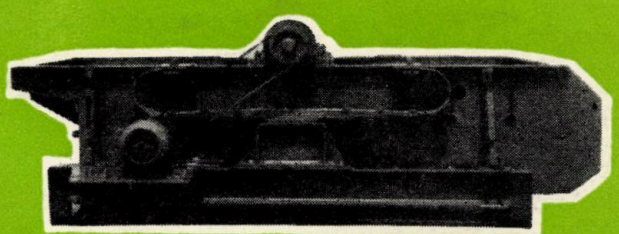
- diferite alimentatoare
- site vibratoare şi ciururi
- clasoare spirale şi cu greblă
- celule de flotare de diferite tipuri şi capacităţi
- filtre de vid
- agitatoare şi îngroşătoare
- pompe antiabrazive etc.

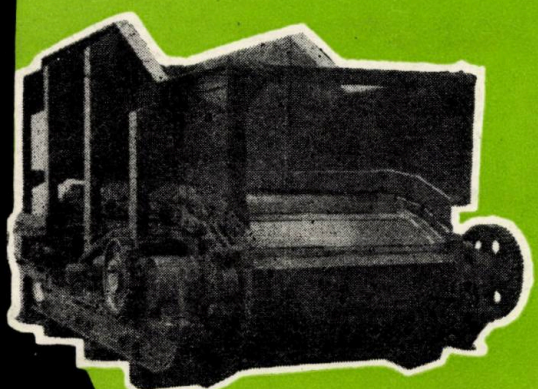
UTILAJE PENTRU TRANSPORTUL MINEREULUI:

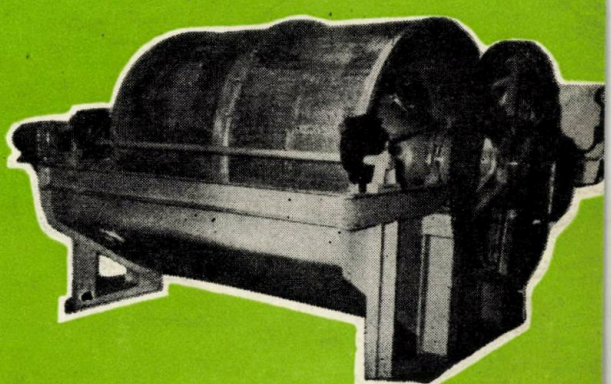
- vagonete pentru funicular
- culbutoaer electrice şi automatizate
- colivii pentru maşinile de extracţie
- instalaţii pentru manevrarea vagoneţilor la rampa minei, precum şi scule de perforare
- sfredele de mină şi capete detaşabile armate.











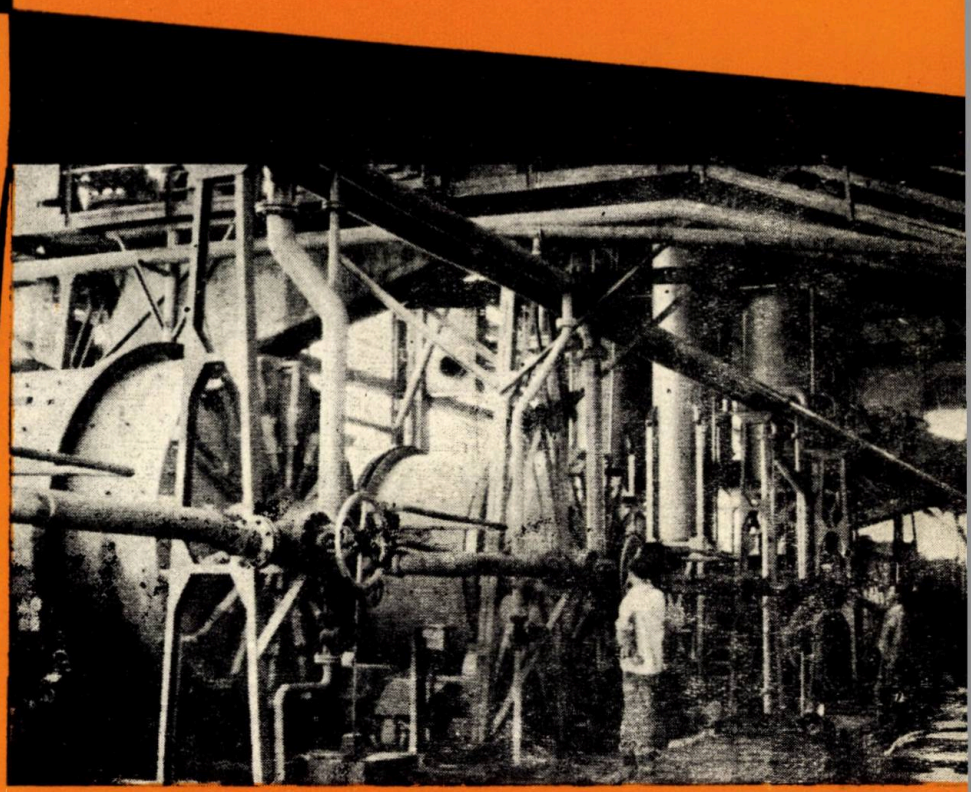
E 1433

9

SEPTEMBRIE
1967
VOLUMUL XVIII

REVISTA MINELOR

întreprinderea



Instalația de preparare a minereurilor de fier de la Căpuș

produce:

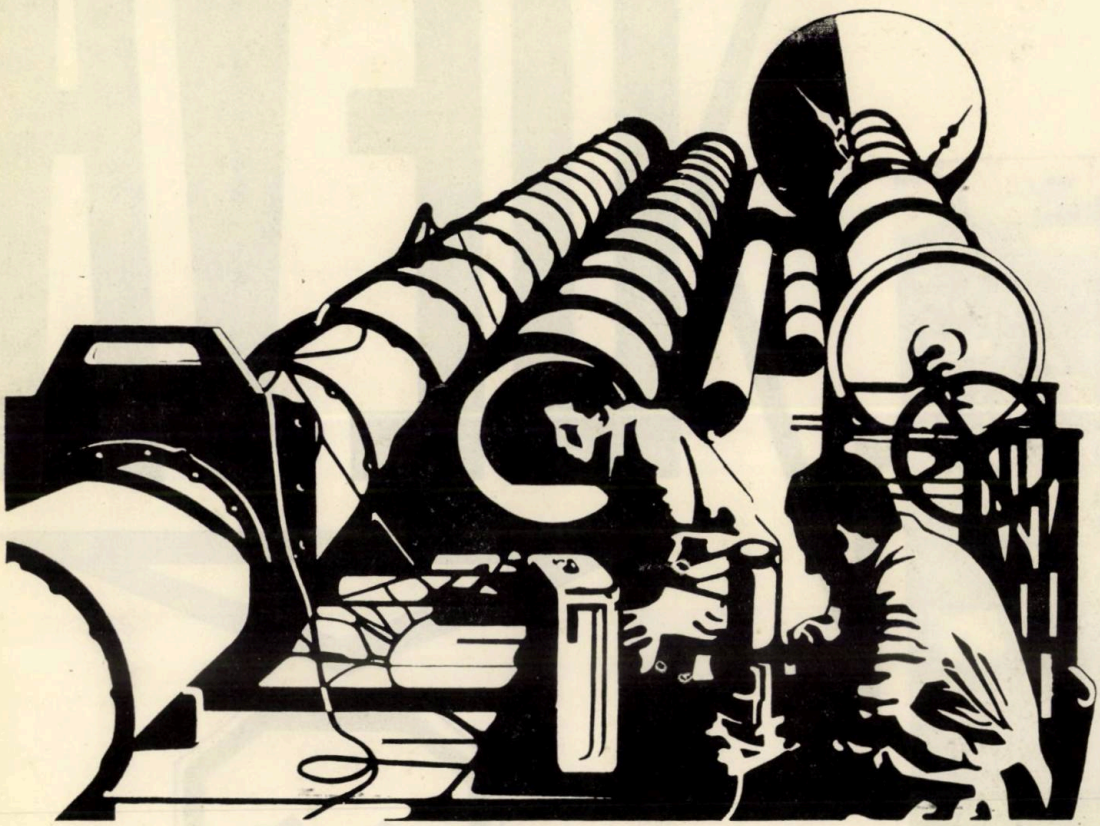
- minereuri complexe și pirită
- concentrate de fier
- sortimente de caolin spălat
- nisipuri spălate pentru turnătorie
- argile și nisipuri refractare
- calcare, dolomite, bentonite

MINIERĂ

CLUJ

E 1433

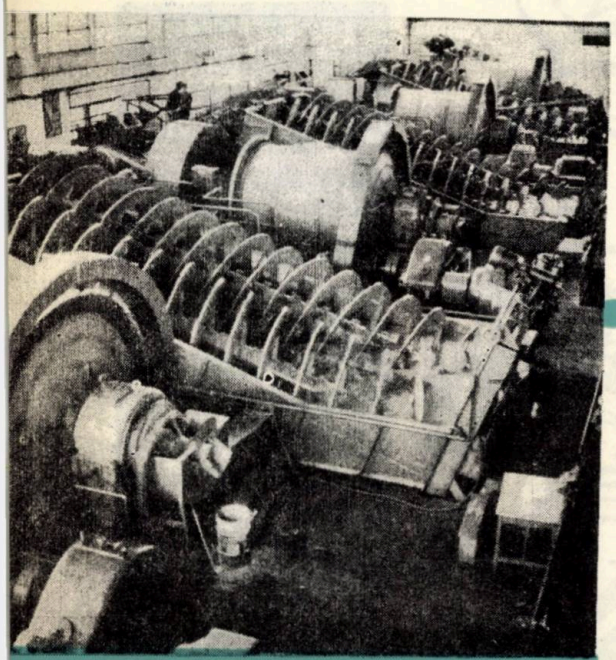
Stația de cercetări pentru securitate minieră



Efectuează cercetări fundamentale și aplicative, în toate fazele, în domeniul îmbunătățirii condițiilor de tehnica securității și protecția muncii, pentru toate unitățile miniere din țară.

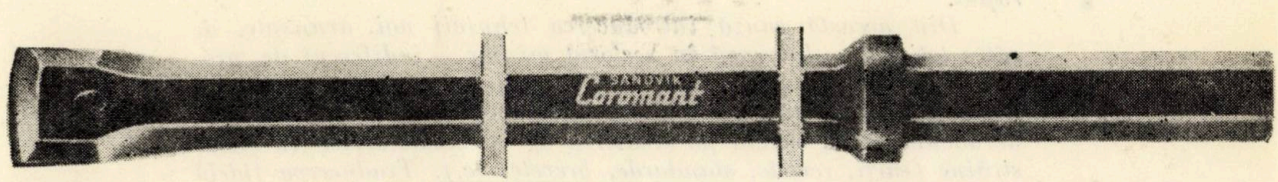
INTREPRINDEREA MINIERĂ

DEVA



Flotația Deva I, hala morilor

Trei argumente puternice pentru folosirea sfredelelor monobloc Sandvik Coromant



Plăcuţele de carbură de tungsten, foarte larg dimensionate, asigură un mare metraj de găuri de mină forate, între două reascuţiri succesive, şi totodată mai multe ascuţiri pînă la consumarea totală a plăcuţelor.

Tratament anticoroziv. Sfredelul este tratat chimic prin metoda SR, fiind protejat, atît în interiorul canalului axial de spălare, cît şi în exterior, pe întreaga suprafaţă de la plăcuţa de metal dur pînă la cep, contra deteriorării prin coroziune şi manipulare.

Durată mare de serviciu a gulerului sfredelului şi a centrului

Gulerul sfredelului Sandvik Coromant este forjat din materialul sfredelului, formînd parte integrantă cu acesta, ceea ce, împreună cu noua formă a cepului, elimină uzura bazei gulerului.

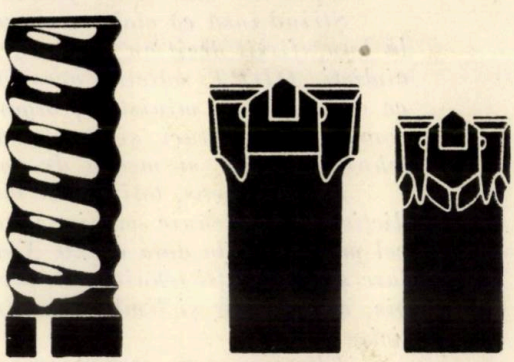
Atlas Copco oferă o gamă largă de sfredele şi tăişurile respective, tăişuri pentru perforatoare înecate etc.

Gama de produse oferite de Atlas Copco include, de asemenea, echipamentul pentru lucrări mai speciale ca de exemplu: tuburi de ghidaj pentru perforarea de precizie a găurilor de mină lungi, echipament pentru lărgirea şi corectarea găurilor, pentru forarea găurilor în exploatari la zi, pentru montarea ancorelor şi forarea de găuri de mină paralele etc.

ATLAS COPCO AB · STOCKHOLM 1 · SUEDIA

Atlas Copco

Completaţi cuponul de mai jos şi trimiteţi-l la întreprinderea Maşinimport Bucureşti, str. M. Eminescu nr. 10, raionul 30 Decembrie.



Trimiteţi-ne informaţia completă asupra:

— sfredelelor Atlas Copco Sandvik Coromant;

— perforatoarelor Atlas Copco.

NUMELE .....

ÎNTREPRINDEREA .....

ADRESA 7/67

DICȚIONAR TEHNIC MINIER POLIGLOT

În toate domeniile de activitate, deci și în cel al industriei miniere, tehnica respectivă se dezvoltă continuu și în ritm rapid.

Din această cauză introducerea tehnicii noi, avansate, de către toți cei ce lucrează în sectorul minier — indiferent de profilul său de activitate: cercetare, proiectare, exploatare, preparare etc. trebuie să fie precedată de o intensă și bogată muncă de documentare, bazată pe studierea de materiale scrise în limbi străine (cărți, reviste, standarde, brevete etc.). Traducerea fidelă în limba română a textelor respective, cu păstrarea nuanțelor limbii în care a fost scris materialul original, aduce o contribuție substanțială în munca de introducere a tehnicii noi.

Cunoscînd însă că fiecare limbă are un vocabular tehnic propriu, am ajuns la concluzia că pentru efectuarea de traduceri de bună calitate este absolut necesară elaborarea unui dicționar tehnic minier poliglot, în care termenii să fie prezentați în limbile: rusă, engleză, germană, franceză și maghiară.

Oficiul de documentare și publicații tehnice își propune să ia sarcina dificilă, a elaborării menționatului dicționar poliglot, în timpul cel mai scurt posibil.

Știind însă că elaborarea acestui dicționar nu poate fi dusă la bun sfîrșit decît cu colaborarea unui colectiv numeros de specialiști, ODPT solicită această colaborare din partea cadrelor ce activează în ministere, organizații de cercetare și proiectare, combinate, trusturi și exploatări, precum și în învățămîntul tehnic superior și mediu de specialitate.

În acest sens, toți cei ce doresc să contribuie la elaborarea dicționarului tehnic minier poliglot sînt rugați să ne comunice, cel mai tîrziu la data de 20 XII, pe adresa Oficiul de documentare și publicații tehnice, București, str. G-ral Budișteanu nr. 11 bis, acordul lor și limba sau limbile străine la care pot să participe.

Ulterior, vom reveni cu precizii în ce privește modul și condițiile în care urmează să se desfășoare activitatea colaboratorilor noștri în legătură cu dicționarul poliglot.

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁRES DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1983

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XVIII Nr. 9 1967

CUPRINS

Dobre, Gh. şi Silaşi, I. Studiul reţelei optime a lucrărilor geologice în explorarea zăcămintelor neomogene de substanţe minerale utile solide(II) . . . . . 377—385

Leţu, N., Hirean, C. şi Schreter, C. Influenţa condiţiilor de mină asupra rezistenţei susţinerilor în lucrările miniere verticale din Valea Jiului 386—395

Vlad, P. şi Guran, M. Evoluţia tehnicii preparării minereurilor de fier, stadiul şi perspectivele de valorificare a resurselor indigene şi eficacitatea tehnico-economică (II) . . 396—404

Mastacan, Gh. [illegible] Reprezentare octaedrică a chimismului şi paragenezelor minerale în metamorfismul de contact . . . . . 405—411

Dogaru, M., Dima, V., Bădescu, I., Opriş Candid şi Lungu, N. Cercetări tehnico-economice comparative în faza de model şi pilot asupra tehnologiilor de exploatare a sării în soluţie prin sonde, cu ridicări continue şi în trepte aplicate în condiţiile de zăcămînt din R.S.R.(I) . . . . . 412—416

Băltăreţu, R. şi Matei, I. Parametrii principali de aeraj în Sistemul Internaţional SI pentru unităţi de măsură . . . . . 417—418

INVENŢII — INOVAŢII 419

RECENZII . . . . . 420—421

DIN ACTIVITATEA ŞTIINŢIFICĂ . . . . . 421—422

ŞTIRI 422

DOCUMENTARE . . . . . 422—424

COMITETUL DE REDACŢIE

Conf. ing. LUBENESCU DAN, laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BÎRSAN TRAIAN, redactor responsabil adjunct; ing. ANTON PETRE; geol. GURĂU ANDREI; prof. dr. docent HUBER PANU ION, membru corespondent al Academiei Republicii Socialiste România; ing. MILIŢESCU ERACLE; ing. MOGHIOROŞ EMERIC; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. POPESCU GABRIEL; ing. SCRIPĂŢ VASILE; ing. ŞONCODI CORIOLAN; ing. VALVARIC NICOLAE

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XVIII Nr. 9 1967

Studiul reţelei optime a lucrărilor geologice în explorarea zăcămintelor neomogene de substanţe minerale utile solide (II)

Dr. ing. **GH. DOBRE** şi ing. **I. SILAŞI**

Deseori, într-un zăcământ, mineralizaţia nu prezintă caracteristici identice peste tot. În diferitele zone ale unui zăcământ pot apărea compoziţii mineralogice diferite, variaţia conţinutului şi a grosimii, gradul de tectonizare nu este acelaşi peste tot . Asemenea exemple sînt numeroase la noi în ţară. Astfel, în cadrul zăcămintelor de minereuri neferoase din regiunea Maramureş sînt frecvente zonalităţile pe verticală : minereu aurifer — complex — cuprifer; zăcământul de oolite feruginoase de la Căpuş poate fi împărţit în mai multe blocuri geologice, astfel încît grosimile şi conţinuturile medii sînt diferite de la un bloc la altul.

În zăcămintele neomogene la studiul desimii lucrărilor geologice trebuie să se ţină seama de caracteristicile diferite care apar în anumite zone. De exemplu, în zonele mai complicate, cu o formă neregulată, variaţia mai mare a calităţii, vor trebui executate lucrări cu o desime mai mare.

În cadrul zăcămintelor neomogene, studiul desimii lucrărilor geologice se face pe baza teoriei selecţiei tipice (stratificate) nerepetate (exhaustive). În acest scop zăcământul (colectivitatea generală) se împarte în zone (subcolectivităţi sau strate) în care mineralizaţia este omogenă, fie acestea $A_j (j = 1, 2, \ldots k)$. Pentru zăcămintele neomogene vom menţine aceleaşi notaţii ca şi pentru cele omogene, cu precizarea că în fiecare zonă (subcolectivitate) la toţi indicatorii statistici se va ataşa un indice care să arate numărul de ordine al zonei respective j. Astfel, se va nota cu x_{ji} variabila aleatoare (grosime, conţinut); n_j volumul selecţiei; N_j volumul colectivităţii; $\sigma_j(x)$, $\sigma_j(m)$ abaterea medie pătratică a variabilei aleatoare, a mediei de selecţie; $D_j(x)$, $D_j(m)$, dispersia variabilei aleatoare, a mediei de selecţie; e_j eroarea limită relativă în zona A_j. Notînd cu n şi N volumul selecţiei totale şi al colectivităţii generale avem :

$$\left.\begin{aligned} \sum_{j=1}^{k} n_j &= n_1 + n_2 + \ldots + n_k = n \\ \sum_{j=1}^{k} N_j &= N_1 + N_2 + \ldots + N_k = N \end{aligned}\right\} \quad (1)$$

Pentru fiecare zonă omogenă sînt valabile formulele prezentate în cazul zăcămintelor omogene, adică [3]:

Media de selecţie :

$$m_j = \frac{\sum_{i=1}^{n_j} x_{ji}}{n_j}. \quad (2)$$

Dispersia de selecţie :

$$D_j(x) = \frac{\sum_{i=1}^{n_j} (x_{ji} - m_j)^2}{n_j - 1}. \quad (3)$$

Dispersia mediei de selecţie :

$$D_j(m) = (1 - f_j) \frac{D_j(x)}{n_j} \text{ unde } f_j = \frac{n_j}{N_j}. \quad (4)$$

Pentru întregul zăcământ, indicatorii statistici se determină cu ajutorul formulelor [4]:

Media de selecţie : $m = \frac{1}{N} \sum_{j=1}^{k} N_j m_j.$ (5)

Dispersia mediei de selecţie :

$$D(m) = \sum_{j=1}^{k} \frac{N_j^2}{N^2} (1 - f_j) \frac{D_j(x)}{n_j}. \quad (6)$$

În relațiile (5) și (6), m_j și $D_j(x)$ sînt date de formulele (2), respectiv (3).

În baza teoremei limită centrală, media de selecție (5) estimează absolut corect media teoretică a colectivității generale dacă n_j sînt numere suficient de mari (grosimea medie sau conținutul mediu calculat pe baza datelor obținute din lucrări cu ajutorul formulei (5) estimează absolut corect grosimea medie sau conținutul mediu real pe zăcămînt dacă numărul lucrărilor executate în fiecare zonă este suficient de mare).

În cazul zăcămintelor neomogene se disting două cazuri, după cum costul unei lucrări geologice este constant sau variază o dată cu locul de amplasare. În lucrarea de față se vor examina zăcămintele neomogene în care costul unei lucrări geologice este independent de locul de amplasare al acesteia.

Pentru zăcămintele neomogene în care prețul de cost al unei lucrări geologice nu depinde de locul de amplasare al acesteia, desimea se studiază făcînd abstracție de cheltuielile pe unitate de lucrare. Acesta ar fi cazul zăcămintelor situate la aceeași adîncime față de suprafața de relief, cu o constituție litologică similară a rocilor acoperitoare și explorate prin foraje, cazul zăcămintelor explorate cu nișe de cercetare executate dintr-o galerie aproximativ paralelă cu direcția zăcămîntului etc. În acest caz se ridică trei probleme:

— determinarea erorii maxime care poate afecta cantitatea și calitatea rezervelor calculate într-un zăcămînt explorat;

— repartizarea optimă pe zone a unui număr dat de lucrări geologice;

— determinarea desimii optime a lucrărilor geologice pe un zăcămînt neomogen și repartizarea optimă a acestora pe zone.

1. Determinarea erorii maxime care afectează cantitatea și calitatea rezervelor într-un zăcămînt explorat

Să presupunem că în fiecare zonă omogenă A_j a unui zăcămînt neomogen s-au executat cîte n_j ($j = 1, 2, \ldots k$) lucrări. Pe baza datelor obținute din aceste lucrări se calculează indicatorii statistici atît pe zone cît și pe tot zăcămîntul, utilizîndu-se în acest scop formulele (2), (3), (4), (5) și (6). O dată stabiliți acești indicatori, eroarea relativă maximă care afectează cantitatea sau calitatea rezervelor este dată de relațiile:

Pe zona A_j:

$$e_j = \pm \frac{100\, z \sqrt{D_j(m)}}{m_j}. \qquad (7)$$

Pe întreg zăcămîntul:

$$e = \pm \frac{100\, z \sqrt{D(m)}}{m}. \qquad (8)$$

Erorile absolute sînt:

$$E_j = \pm z\, \sigma_j(m) \qquad (9)$$

$$E = \pm z\, \sigma(m). \qquad (10)$$

În (7)—(10) z este coeficientul de probabilitate corespunzător unei probabilități P (pentru $P = 0{,}95$; $z = 1{,}96$).

Pentru a ilustra modul cum se prelucrează practic datele vom prezenta un exemplu.

Un zăcămînt de minereu de cupru este format din trei corpuri de minereu distincte: A_1, A_2 și A_3. Dimensiunile și suprafețelor celor trei corpuri de minereu sînt:

A_1 : $N_1 = 500 \times 200 = 100\,000$ m²
A_2 : $N_2 = 700 \times 200 = 140\,000$ m²
A_3 : $N_3 = 300 \times 200 = 60\,000$ m²
$N = 300\,000$ m²

Zăcămîntul a fost cercetat cu lucrări miniere, executîndu-se următorul număr de nișe de cercetare pe corpuri de minereu:

pe corpul A_1 : $n_1 = 15$ nișe
pe corpul A_2 : $n_2 = 35$ nișe
pe corpul A_3 : $n_3 = 10$ nișe
$n = 60$ nișe

Datele de grosime și conținut în Cu, pe lucrări și corpuri de minereu sînt prezentate în tabela 1 unde se face și prelucrarea lor.

Tabela 1

Corpul de minereu A_j	Lucrarea L_{ji}	Grosimea, m		Conținutul de Cu, %	
		x_{ji}	x_{ji}^2	x_{ji}	x_{ji}^2
A_1	$L_{1.1}$	2,7	7,29	0,6	0,36
	$L_{1.2}$	6,2	38,44	1,1	1,21
	.	.	.	.	.
	.	.	.	.	.
	.	.	.	.	.
	$L_{1.15}$	5,4	29,16	1,6	2,56
Total A_1	15	75,0	798,50	13,5	16,23
A_2	$L_{2.1}$	3,8	14,44	0,8	0,64
	$L_{2.2}$	2,4	5,76	0,9	0,81
	.	.	.	.	.
	.	.	.	.	.
	.	.	.	.	.
Total A_2	$L_{2.35}$	2,8	7,84	0,7	0,49
	35	105,0	462,74	28,0	25,88
A_3	$L_{3.1}$	1,8	3,24	1,1	1,21
	$L_{3.2}$	2,3	5,29	0,9	0,81
	.	.	.	.	.
	.	.	.	.	.
	.	.	.	.	.
	$L_{3.10}$	3,4	11,56	1,0	1,0
Total A_3	10	20,0	69,16	10,0	12,25

Cu ajutorul datelor din tabela 1 se calculează mediile, dispersiile și abaterile medii patratice de selecție pentru fiecare corp. Aceste calcule se vor face atît pentru grosime cît și pentru conținutul în Cu.

Mediile de selecție se calculează cu ajutorul formulei (2):

Corpul	Grosimea, m	Conținutul în Cu,%
A_1	$m_1 = \frac{75}{15} = 5$	$m_1 = \frac{13,5}{15} = 0,9$
A_2	$m_2 = \frac{105}{35} = 3$	$m_2 = \frac{28}{35} = 0,8$
A_3	$m_3 = \frac{20,0}{10} = 2$	$m_3 = \frac{10,0}{10} = 1,0$

Pentru determinarea dispersiilor de selecție, în scopul simplificării calculelor ne vom servi de momentele de ordinul II necentrate, în loc de formula (3). În acest scop se utilizează relația:

$$D_j(x) = \frac{\sum_{i=1}^{n_j} x_{ji}^2 - n_j m_j^2}{n_j - 1}. \qquad (11)$$

Înlocuind în formula (11) datele corespunzătoare din tabela 1 se obțin dispersiile grosimii și ale conținutului pe corpuri de minereu:

Din formulele (5), (6) și din tabela 2 rezultă pentru grosime:

$$m = \frac{1\,040\,000}{300\,000} = 3,47$$
$$D(m) = 0,2618$$
$$\sigma(m) = \sqrt{D(m)} = \sqrt{0,2618} = 0,51.$$

Procedînd în mod analog și pentru conținutul în cupru și trecînd peste anumite calcule care au fost prezentate în tabela 2, s-a întocmit tabela 3.

Din formulele (5), (6) și din tabela 3 rezultă pentru conținutul în Cu

$$m = \frac{262\,000}{300\,000} = 0,87,$$
$$D(m) = 0,003759,$$
$$\sigma(m) = \sqrt{D(m)} = \sqrt{0,003759} = 0,06.$$

Alegînd o probabilitate $P = 0,95$, căreia îi corespunde un coeficient de probabilitate $z = 1,96$, în tabela 4 se calculează erorile absolute și relative, care afectează grosimea și conținutul mediu pe zăcămînt, utilizînd în acest scop formulele (10) și (8).

Concluziile sintetizate în tabela 4 se pot formula astfel:

Cu o probabilitate de 95% (deci aproape sigur) grosimea medie reală pe zăcămînt g_0 este afec-

Corp	Grosime	Conținut Cu
A_1	$D_1(x) = \frac{798,50 - 5^2 \times 15}{15 - 1} = 30,25$;	$D_1(x) = \frac{16,23 - 0,9^2 \times 15}{15 - 1} = 0,29$
A_2	$D_2(x) = \frac{462,74 - 3^2 \times 35}{35 - 1} = 4,3459$;	$D_2(x) = \frac{25,88 - 0,8^2 \times 35}{35 - 1} = 0,1024$
A_3	$D_3(x) = \frac{69,16 - 2^2 \times 10}{9} = 3,24$;	$D_3(x) = \frac{12,25 - 10}{9} = 0,25$

Tabela 2

Corpul de minereu	Suprafața N_j	Nr. lucrărilor n_j	Medie de selecție, m_j	$N_j m_j$	$\frac{N_j}{N}$	$\left(\frac{N_j}{N}\right)^2$	$f_j = \frac{n_j}{N_j}$	$1-f_j$	$D_j(x)$	$\frac{D_j(x)}{n_j}\left(\frac{N_j}{N}\right)^2$	$(1-f_j)\frac{D_j(x)}{n_j}$
A_1	100 000	15	5	500 000	0,33	0,1089	0,00015	0,99985	30,25	2,017	0,2214
A_2	140 000	35	3	420 000	0,47	0,2209	0,00025	0,99975	4,35	0,124	0,0274
A_3	60 000	10	2	120 000	0,20	0,0400	0,00017	0,99983	3,24	0,324	0,0130
Total	300 000	60		1 040 000	1,00						0,2618

Tabela 3

A_j	N_j	n_j	m_j	$N_j m_j$	$\left(\frac{N_j}{N}\right)^2$	$1-f_j$	$D_j(x)$	$\frac{D_j(x)}{n_j}\left(\frac{N_j}{N}\right)^2$	$(1-f_j)\frac{D_j(x)}{n_j}$
A_1	100 000	15	0,9	90 000	0,1098	0,99985	0,29	0,0193	0,002119
A_2	140 000	35	0,8	112 000	0,2209	0,99975	0,102	0,0029	0,000640
A_3	60 000	10	1,0	60 000	0,0400	0,99983	0,25	0,0250	0,001000
Total	300 000			262 000					0,003759

În continuare se calculează grosimea și conținutul mediu pe zăcămînt, precum și dispersiile acestor medii.

Datele necesare pentru calcularea grosimii medii și a dispersiei pe zăcămînt sînt prezentate în tabela 2.

Tabela 4

Caracteristica	z	$\sigma(m)$	Eroarea absolută $E = \pm\,\sigma(m)$	m	Eroarea relativă $e = \pm\frac{100\,z\sigma(m)}{m}$, %
Grosime	1,96	0,51	± 1,00	3,47	± 28,8
Conținut în Cu	1,96	0,06	± 0,12	0,87	± 13,4

tată de o eroare maximă absolută de ± 1,00 m și relativă de ±28,8% și ea este cuprinsă în intervalul

$$3{,}47 - 1 < g_0 < 3{,}47 + 1,$$

adică:

$$2{,}47 < g_0 < 4{,}47.$$

Cu aceeași probabilitate, conținutul mediu real în Cu pe zăcămînt c_0 poate fi afectat de o eroare maximă absolută de ± 0,12 și relativă de ± 13,8%, el fiind acoperit de intervalul:

$$0{,}87 - 0{,}12 < c_0 < 0{,}87 + 0{,}12,$$

adică

$$0{,}75 < c_0 < 0{,}99.$$

Notînd cu R_0 rezerva reală de minereu și cu M_0 rezerva reală de metal (Cu) pe zăcămînt se poate găsi, cu o probabilitate de 95%, cîte un interval care acoperă aceste două mărimi. Să presupunem pentru aceasta că greutatea volumetrică medie (γ) este de 3 t/m³.

Avem: $R_0 = N \cdot g_0 \gamma$

$$M_0 = \frac{R_0 c_0}{100}.$$

Din datele obținute anterior, rezultă că:

$$300\,000 \times 2{,}47 \times 3 < R_0 < 300\,000 \times 4{,}47 \times 3$$

adică:

$$2\,223\,000 \text{ t} < R_0 < 4\,023\,000 \text{ t}$$

$$\frac{2\,223\,000 \times 0{,}75}{100} < M_0 < \frac{4\,023\,000 \times 0{,}99}{100}$$

adică:

$$16\,700 \text{ t Cu} < M_0 < 39\,800 \text{ t Cu}.$$

În concluzie, datele obținute din lucrările executate permit să se afirme cu o probabilitate de 95% că:

— rezerva de minereu nu poate fi mai mică de 2 223 000 t și nici mai mare de 4 023 000 t;

— rezerva de metal nu poate fi mai mică de 16 700 t Cu și nici mai mare de 39 800 t Cu.

Observații

a. Din exemplul dat rezultă că raportul $f_j = \frac{n_j}{N_j}$ este foarte mic, iar diferența $1 - f_j$ este foarte apropiată de 1, astfel că nu se aduce nici un prejudiciu preciziei calculelor dacă în (6) se omite factorul $1 - f_j$. Practic, dispersia mediei de selecție se poate calcula cu formula:

$$D(m) \cong \sum_{j=1}^{k} \frac{N_j^2}{N^2} \frac{D_j(x)}{n_j} \qquad (12)$$

în loc să se utilizeze formula (25).

b. Pe lîngă erorile absolute și relative pe întregul zăcămînt, intersează și erorile pe zone.

Ținînd seama de aceste două observații, în tabela 5 se prezintă calculul erorilor relative și absolute pe zone (corpuri de minereu).

Comparînd erorile relative maxime pe tot zăcămîntul (tabela 4) cu cele pe corpuri de minereu (tabela 5) se constată că dacă la nivelul zăcămîntului acestea sînt acceptabile (±28,8% pentru grosime și ±13,8% pentru conținut), pe corpuri de minereu există diferențe mari între aceste erori (ex. de la ±23% pe corpul A_2, la ± 55,6% pe corpul A_1).

Tabela 5

Caracteristica	Corpuri de minereu	$\frac{D_j(x)}{N_j}$	$\sqrt{\frac{\sigma_j(m) = \frac{D_j(x)}{n_j}}{}}$	z	$E = \pm z\,\sigma(m)$	m_j	$e_j = \pm \frac{100\,z\sigma_j(m)}{m_j}$, %
Grosime	A_1	2,017	1,42	1,96	± 2,78	5	± 55,6
	A_2	0,124	0,35	1,96	± 0,69	3	± 23,0
	A_3	0,324	0,57	1,96	± 1,11	2	± 55,5
Conținut în Cu	A_1	0,0193	0,139	1,96	± 0,27	0,9	± 30,0
	A_2	0,0029	0,054	1,96	± 0,11	0,8	± 13,7
	A_3	0,0250	0,158	1,96	± 0,31	1,0	± 31,0

Concluzia practică care se desprinde din această constatare este că numărul total de lucrări pe zăcămînt (n) este acceptabil în faza de explorare preliminară, dar repartiția lor pe corpuri de minereu este necorespunzătoare. Astfel, din cele 60 lucrări executate, trebuiau amplasate mai multe pe corpurile A_1 și A_3. Asupra acestei probleme vom reveni în paragraful următor.

2. Repartizarea optimă pe zone a unui număr dat „n" de lucrări geologice

În cazul zăcămintelor neomogene, desimea lucrărilor geologice influențează din două puncte de vedere precizia cu care se obține cantitatea și calitatea rezervelor. Pe de o parte, la o repartizare în aceeași proporție a lucrărilor geologice pe diferitele zone, eroarea care afectează cantitatea și calitatea rezervelor este

cu atît mai mică cu cît se execută un număr mai mare de lucrări n pe întregul zăcămînt şi invers. Pe de altă parte, la acelaşi număr total de lucrări geologice n executate pe tot zăcămîntul, eficienţa lor depinde de proporţia în care sînt repartizate pe diferitele zone ale zăcămîntului. În acest paragraf se va examina cel de-al doilea aspect al problemei, indicîndu-se proporţia optimă în care trebuie repartizat pe zone un număr dat n de lucrări geologice care urmează să se execute pe întreg zăcămîntul.

În practică deseori se ia aceeaşi desime a lucrărilor de cercetare geologică pe diferitele zone ale unui zăcămînt, ceea ce revine la a repartiza numărul total al lucrărilor proporţional cu suprafaţa fiecărei zone. Dacă N_j este suprafaţa zonei A_j, N suprafaţa totală a zăcămîntului, n_j numărul lucrărilor care urmează a se executa pe zona A_j şi n numărul total al acestora pe întregul zăcămînt, atunci:

$$n_j = \frac{N_j}{N} n. \tag{13}$$

În acest caz avem de a face cu o selecţie reprezentativă sau proporţională, iar media şi dispersia de selecţie pe tot zăcămîntul sînt date de relaţiile [4]:

$$m = \frac{1}{n} \sum_{j=1}^{k} n_j m_j \tag{14}$$

$$D(m) = \frac{1-f}{n^2} \sum_{j=1}^{k} n_j D_j(x) \cong \frac{1}{n^2} \sum_{j=1}^{k} n_j D_j(x). \tag{15}$$

Selecţia reprezentativă este în general mai eficientă decît o selecţie arbitrară. Pentru exemplificare vom trata cazul de la paragraful 1 în care vom considera cunoscute n, m_j, $D_j(x)$, urmînd să stabilim numărul lucrărilor n_j pe corpuri de minereu, dispersiile şi erorile maxime care afectează grosimea medie şi conţinutul mediu pe zăcămînt, în cazul unei selecţii reprezentative.

În tabela 6 se prezintă prelucrarea datelor pentru grosime.

Utilizînd datele din tabela 6 şi formulele (14) şi (15) obţinem pentru grosime:

$$m = \frac{212}{60} = 3{,}47$$

$$D(m) = \frac{1}{60^2} 765{,}68 = 0{,}2127$$

$$\sigma(m) = \sqrt{D(m)} = 0{,}46.$$

Tabela 6

A_j	N_j	$\frac{N_j}{N}$	n	$n_j = \frac{N_j}{N} n$	m_j	$n_j m_j$	$D_j(x)$	$n_j D_j(x)$
A_1	100 000	0,35	60	20	5	100	30,25	605,00
A_2	140 000	0,47	60	28	3	84	4,35	121,80
A_3	60 000	0,20	60	12	2	24	3,24	38,88
Total	300 000			60		218		765,68

În tabela 7 se prezintă calculele pentru conţinutul în Cu.

Tabela 7

A_j	n_j	m_j	$n_j m_j$	$D_j(x)$	$n_j D_j(x)$
A_1	20	0,9	18,0	0,29	5,80
A_2	28	0,8	22,4	0,1024	2,87
A_3	12	1,0	12,0	0,25	3,00
Total	60		52,4		11,67

Din formulele (14) şi (15) rezultă pentru conţinutul în Cu:

$$m = \frac{52{,}4}{60} = 0{,}87,$$

$$D(m) = \frac{1}{60^2} \cdot 11{,}67 = 0{,}0032,$$

$$\sigma(m) = \sqrt{D(m)} = \sqrt{0{,}0032} = 0{,}06.$$

Admiţînd aceeaşi probabilitate $P = 0{,}95$ (deci $z = 1{,}96$) ca în paragraful 1, se obţin erorile maxime absolute şi relative care afectează grosimea şi conţinutul mediu pe zăcămînt. În tabela 8 se prezintă calculele necesare.

Tabela 8

Caracteristica	z	$\sigma(m)$	Eroarea absolută $E = \pm z\sigma(m)$	m	Eroarea relativă, % $e = \pm \frac{100 z\sigma(m)}{m}$
Grosime	1,96	0,46	±0,90	3,47	±25,9
Conţinut în Cu	1,96	0,06	±0,12	0,87	±13,4

Din tabelele 8 şi 4 rezultă că în exemplul considerat, selecţia reprezentativă este mai precisă decît aceea considerată în paragraful 1, în sensul că grosimea medie (deci cantitatea rezervelor) este afectată de o eroare relativă mai

mică în cazul selecției reprezentative (±25,9% față de ± 28,8% în paragraful 1). Prin faptul că în cazul selecției proporționale s-a mărit numărul lucrărilor geologice în zonele A_1 și A_3, rezultă că și precizia determinării rezervelor pe corpuri este îmbunătățită.

Cu sondajul proporțional nu s-a rezolvat problema propusă care după cum s-a arătat constă în a repartiza pe zone un număr total n de lucrări geologice astfel ca eroarea care afectează rezervele să fie minimă.

În formula (8), z și n sînt numere fixe, deci pentru ca eroarea e să fie minimă, este necesar ca dispersia mediei de selecție pe tot zăcămîntul $D(m)$ să fie minimă. Prin urmare, din punct de vedere matematic se cer numerele n_j astfel ca expresia :

$$D(m) = \sum_{j=1}^{k} \frac{N_j^2}{N^2}(1 - f_j)\frac{D_j(x)}{n_j},$$

să fie minimă, cu condiția ca

$$\sum_{j=1}^{k} n_j = n,$$

unde n este un număr dat.

Prin metoda multiplicărilor lui Lagrange se demonstrează [4] că numărul lucrărilor geologice pe zone este dat de formula (16) :

$$n_j = \frac{N_j \sigma_j(x)}{\sum_{j=1}^{k} N_j \sigma_j(x)} n. \qquad (16)$$

Această formulă rezolvă problema propusă.

Pentru a verifica practic influența modului de repartiție a lucrărilor geologice pe zone și eficiența selecției optime, vom examina distribuția celor 60 lucrări pe corpuri de minereu din exemplul tratat anterior. Din calculele efectuate anterior (paragraf 1) rezultă că pentru zăcămîntul considerat, indicele de variație al grosimii este mai mare decît acela al conținutului în Cu. Datorită acestui fapt, repartizarea pe corpuri de minereu a celor 60 lucrări geologice se va face în funcție de grosime. În tabela 9 se prezintă datele necesare calculării numărului de lucrări pe corpuri de minereu, mediei de selecție și dispersiei mediei de selecție pe zăcămînt.

Pe baza datelor din tabela 9 și utilizînd formula (17) se obține pentru grosimea pe zăcămînt :

$$m = 3{,}47$$

$$D(m) = \frac{1}{9 \cdot 10^{10}}\left[\frac{9\,492^2 \cdot 10^4}{60} - 3\,828\,400\right] = 0{,}1668$$

$$\sigma(m) = \sqrt{0{,}1668} = 0{,}408.$$

Procedînd în mod analog și pentru conținutul în Cu s-a întocmit tabela 10 în care numărul lucrărilor pe corpuri de minereu n_j s-a luat din tabela 9.

Tabela 9

A_j	N_j	$\frac{N_j}{N}$	m_j	$\frac{N_j}{N} m_j$	$\sigma_j(x)$	$N_j \sigma_j(x)$	$\frac{N_j \sigma_j(x)}{\sum_{j=1}^{k} N_j \sigma_j(x)}$	n_j	$\sigma_j^2(x)$	$N_j \sigma_j^2(x)$
A_1	100 000	0,33	5	1,67	5,50	550 000	0,58	35	3,25	302 500
A_2	140 000	0,47	3	1,40	2,08	291 200	0,31	18	4,35	609 000
A_3	60 000	0,20	2	0,40	1,80	108 000	0,11	7	3,24	194 400
Total	300 000			3,47		949 200				3 828 400

Din tabela 10 rezultă pentru conținutul în Cu :

$$m = 0{,}87$$

$$D(m) = \frac{1}{9 \cdot 10^{10}}\left(\frac{1\,388^2 \cdot 10^4}{60} - 58\,336\right) = 0{,}0036,$$

$$\sigma(m) = \sqrt{0{,}0036} = 0{,}06.$$

Tabela 10

A_j	N_j	$\frac{N_j}{N}$	m_j	$\frac{N_j}{N} m_j$	$\sigma_j(x)$	$\sigma_j^2(x)$	$N_j \sigma_j(x)$	$N_j \sigma_j^2(x)$
A_1	100 000	0,33	0,9	0,30	0,54	0,29	54 000	29 000
A_2	140 000	0,47	0,8	0,37	0,32	0,1024	44 800	14 336
A_3	60 000	0,20	1,0	0,20	0,50	0,25	30 000	15 000
Total	300 000			0,87			138 800	58 336

Ținînd seama de (16), relația (6) care dă dispersia mediei de selecție pe tot zăcămîntul devine [4] :

$$D(m) = \frac{1}{N^2}\left[\frac{\left(\sum_{j=1}^{k} N_j \sigma_j(x)\right)^2}{n} - \sum_{j=1}^{k} N_j \sigma_j^2(x)\right]. \qquad (17)$$

Admițînd o probabilitate de 0,95 (deci z=1,96) rezultă erorile absolute și relative care afectează grosimea și conținutul mediu pe zăcămînt în cazul repartizării optime a celor 60 lucrări geologice pe corpuri de minereu (tabela 11).

Comparînd erorile care afectează grosimea medie pe zăcămînt în cazul selecției optime

Tabela 11

Caracteristica	z	$\sigma(m)$	Eroare absolută $E = \pm z\,\sigma(m)$	m	Eroarea relativă $e = \pm \frac{100z\sigma(m)}{m}$
Grosime	1,96	0,108	±0,80	3,47	±23,0
Conținut în Cu	1,96	0,06	±0,12	0,87	±13,8

(tabela 11) cu cele stabilite pe baza unei repartiții oarecare a lucrărilor geologice (tabela 4) reiese eficiența superioară a selecției optime. Dacă cele 60 lucrări executate se repartizau pe corpuri de minereu ținînd seama de relația (16) eroarea care afectează cantitatea rezervelor se micșora cu 20% (exprimare relativă), iar intervalul care acoperă cu o probabilitate de 95% rezerva reală de minereu pe zăcămînt ar fi devenit mai mic și anume:

$$2\,400\,000 < R_0 < 3\,840\,000.$$

Prin urmare cu același număr de lucrări geologice executate într-un zăcămînt neogen se poate obține un grad de cunoaștere maxim dacă repartiția acestor lucrări pe zonele omogene ale zăcămîntului este optimă (16).

În continuare se va arăta că repartizarea optimă a lucrărilor geologice nu conduce numai la mărirea la maxim a gradului de cunoaștere a rezervelor pe ansamblul zăcămîntului ci și la obținerea unor erori comparabile pe corpuri de minereu. În acest scop s-a întocmit tabela 12 în care se calculează erorile maxime absolute și relative cu care se obține grosimea și conținutul mediu pe corpuri de minereu în cazul selecției optime, deci a numerelor n_j din tabela 9.

Din tabelele 5 și 12 rezultă că prin sondajul tipic optim, erorile limită pe zone se îmbunătățesc față de sondajul tipic simplu, în sensul că în tabela 12 erorile limită pentru grosime sînt sub 40% în două zone (A_1 și A_2), iar pentru conținut sînt sub 20% în aceleași două zone.

Subliniem faptul că practic nu ne putem mulțumi cu obținerea unor erori limită suficient de mici pe ansamblul zăcămîntului. Trebuie să ne asigurăm că aceste erori sînt satisfăcătoare și pe fiecare zonă în parte. De exemplu, în cazul considerat, dacă s-ar judeca gradul de cunoaștere numai după erorile limită care afectează cantitatea (±23%) și calitatea rezervelor (±13,8%) s-ar trage concluzia greșită că rezervele pot fi încadrate la categoria C_1. După determinarea erorilor limită și pe zone, se constată că de fapt numai rezervele corpului de minereu A_2 (eventual și A_1) pot fi încadrate în categoria C_1, fiind necesară continuarea lucrărilor geologice.

De fapt zăcămîntul luat în considerare este în curs de explorare preliminară.

Se constată că prin selecția tipică simplă, proporțională sau optimă, erorile limită pe subcolectivități (zone ale zăcămîntului) sînt diferite, adică prin aceste repartiții ale lucrărilor geologice, pe diferite zone ale zăcămîntului se realizează grade de cunoaștere diferite ale rezervelor. Noi vom arăta și repartiția care duce la același grad de cunoaștere a rezervelor.

Vom numi o asemenea repartiție, selecție echivalentă.

Numărul lucrărilor geologice n_j pe fiecare zonă A_j se determină cu ajutorul formulei:

$$n_j = \frac{\frac{D_j(x)}{m_j^2}}{\sum_{j=1}^{k} \frac{D_j(x)}{m_j^2}} \cdot n, \qquad (18)$$

iar dispersia medie de selecție pe tot zăcămîntul este dată de relația:

$$D(m) = \frac{1}{n}\left(\sum_{j=1}^{k} \frac{D_j(x)}{m_j^2}\right) \sum_{j=1}^{k} \left(\frac{N_j^2 \cdot m_j}{N}\right)^2 \qquad (19)$$

Tabela 12

Caracteristica	Corpul de minereu	n_j	$D_j(x)$	$\frac{D_j(x)}{n_j}$	$\sigma_j(m) = \sqrt{\frac{D_j(x)}{n_j}}$	z	$E_j = \pm z\sigma_j(m)$	m_j	$e_j = \pm \frac{100\,z\,\sigma_j(m).\%}{m_j}$
Grosime	A_1	35	0,25	0,86	0,9274	1,96	±1,82	5	±36,4
	A_2	18	4,35	0,24	0,4899	1,96	±0,96	3	±32,0
	A_3	7	3,24	0,46	0,6782	1,96	±1,35	2	±66,5
Conținut	A_1	35	0,29	0,0083	0,0911	1,96	±0,18	0,9	±20,0
	A_2	180	1,024	0,0057	0,0755	1,96	±0,15	0,8	±18,6
	A_3	7	0,25	0,0357	0,1889	1,96	±0,37	1	±37,0

Utilizînd aceste formule în exemplul considerat anterior se obțin pentru grosime datele din tabela 13.

Tabela 13

Corpul de minereu	N_j	e_j
A_1	29	± 39,98
A_2	12	± 39,20
A_3	19	± 40,00
Total zăcămînt	60	± 24,20

Din tabela 13 rezultă că în selecția echivalentă într-adevăr erorile limită sînt aceleași pe toate corpurile de minereu (aproape 40%). Rămîne de examinat practic de la caz la caz dacă se preferă selecția optimă sau cea echivalentă.

Pe ansamblul zăcămîntului cea mai avantajoasă este selecția optimă.

3. Studiul desimii optime a lucrărilor geologice pe un zăcămînt neomogen şi repartizarea optimă a acestora pe zone

În paragraful precedent (2) s-a examinat modul cum se poate repartiza pe diferitele zone ale unui zăcămînt un număr total dat de lucrări geologice n, indicîndu-se repartiţia optimă a acestora. Selecţia optimă asigură cel mai ridicat grad de cunoaştere pe zăcămînt, în raport cu numărul total al lucrărilor geologice. Considerînd volumul total al selecţiei n ca un număr variabil şi repartizarea acestor lucrări pe zone în proporţia optimă, precizia cu care se obţin cantitatea şi calitatea rezervelor creşte o dată cu numărul total de lucrări pe zăcămînt. În acest sens, trebuie evitată executarea unui volum prea mare de lucrări geologice care duc la irosirea neraţională de fonduri cît şi executarea unui număr prea mic de lucrări geologice, ceea ce atrage după sine cunoaşterea insuficientă a rezervelor. Prin urmare dacă pînă în prezent s-a considerat dat numărul total al lucrărilor geologice pe un zăcămînt şi s-a studiat repartiţia lor pe zone, stabilindu-se distribuţia optimă, în cele ce urmează se va considera dat modul de repartizare a lucrărilor geologice (selecţia optimă) pe diferitele zone, studiindu-se numărul total optim al acestora pe zăcămînt.

Ţinînd seama de relaţiile (8), (12) şi (16), legătura dintre numărul total al lucrărilor geologice executate într-un zăcămînt neomogen şi eroarea limită cu care se obţine un anumit parametru (grosimi sau conţinut) este dată de formulele :

$$e = \pm \frac{100\, z \sum_{j=1}^{n} N_j \sigma_j (x)}{Nm \sqrt{n}} \qquad (20)$$

sau

$$n = \frac{z^2 \left[\frac{100 \sum_{j=1}^{k} N_j \sigma_j (x)}{Nm} \right]^2}{e^2}. \qquad (21)$$

Repetînd raţionamentul utilizat în cazul zăcămintelor omogene rezultă că numărul optim al lucrărilor geologice pe un zăcămînt neomogen este cuprins între limitele :

$$\sqrt[3]{\frac{z^2}{2}\left(\frac{100 \sum_{j=1}^{k} N_j \sigma_j (x)}{Nm} \right)^2} < n < \sqrt[3]{2 z^2 \left(\frac{100 \sum_{j=1}^{k} N_j \sigma_j (x)}{Nm} \right)^2}. \qquad (22)$$

După determinarea numărului total n al lucrărilor geologice pe zăcămînt, ele se repartizează pe zonele omogene, folosind în acest scop relaţia (16).

Determinarea numărului total de lucrări geologice pe un zăcămînt neomogen şi repartizarea lor optimă pe sectoare omogene se face în decursul executării lucrărilor de explorare preliminară şi de detaliu, în scopul măririi eficienţei acestora.

Modul în care se desfăşoară calculele este ilustrat în exemplul următor :

Într-un zăcămînt de minereu complex, format din trei filoane s-a executat în prima fază a exploarării preliminare un număr relativ redus de lucrări geologice (foraje şi lucrări miniere). Pe baza datelor obţinute din aceste lucrări s-au determinat mediile de selecţie, abaterile medii pătratice de selecţie ale grosimii şi conţinutului în componenţi utili (Au, Ag, Pb, Zn, Cu, S), cît şi indicii de variaţie ai acestora V_j. Deoarece aceste calcule sînt relativ voluminoase în tabela 14 se prezintă numai rezultatele obţinute.

Tabela 14

Filonul F_j	Suprafaţa, N_j, m²	Caracteristica / Parametrul	Grosime, m	Conţinutul în componenţii utili g/t,%					
			g	Au	Ag	Pb	Zn	Cu	S
F_1	50 000	m_1	0,7	1,5	12	2,1	3,2	0,7	22
		$\sigma_1(x)$	0,7	2,1	16	2,5	2,4	0,2	11
		$V_1 = \frac{\sigma_1(x)}{m_1} 100$	100	140	133	120	75,0	30,0	50
F_2	100 000	m_2	1,0	2,3	18	2,40	3,2	0,6	20
		$\sigma_2(x)$	0,4	2,3	12	1,44	1,6	0;12	10
		$V_2 = \frac{\sigma_2(x)}{m_2} 100$	40,0	100,0	66	60,0	50,0	20,0	50
F_3	50 000	m_3	0,9	1,8	14	2,0	3,0	0,8	20
		$\sigma_3(x)$	0,63	2,0	14	2,0	2,4	0,2	10
		$V_3 = \frac{\sigma_3(x)}{m_3} 100$	70,0	111,0	100	100	80	25	50

În exemplul considerat intervin şapte caracteristici : grosimea şi conţinutul în cei şase componenţi utili. Teoretic se poate determina numărul optim al lucrărilor geologice pe zone, astfel încît eficienţa lor să fie maximă luînd în considerare toate cele şapte caracteristici, dar rezolvarea practică a acestei probleme reclamă calcule deosebit de complicate. De aceea ne vom rezuma la studiul desimii lucrărilor în funcţie de o singură caracteristică. La alegerea acesteia trebuie să se ţină seama de indicii de variaţie şi de importanţa practică a fiecărei caracteristici. În exemplul considerat, cea mai mare variaţie o prezintă conţinutul în metale nobile (Au şi Ag). Acestea însă sînt elemente însoţitoare. Componenţii de bază sînt Pb, Zn şi Cu. Dintre acestea, cel mai mare indice de variaţie îl prezintă plumbul. De aceea, desimea lucrărilor geologice se va stabili în funcţie de conţinutul în Pb.

În faza explorării preliminare, studiul desimii lucrărilor geologice se face pe tot zăcămîntul.

În tabela 15 se prezintă datele necesare stabilirii conţinutului mediu în Pb pe zăcămînt şi a numărului total al lucrărilor geologice.

Tabela 15

Filonul, F_j	Suprafaţa, N_j	Conţinutul mediu în Pb, m_j	$N_j m_j$	Abaterea medie pătratică a conţinutului în Pb, $\sigma_j(x)$	$N_j \sigma_j(x)$
F_1	50 000	2,1	105 000	2,5	125 000
F_2	100 000	2,4	240 000	1,44	144 000
F_3	50 000	2,0	100 000	2,0	100 000
Total	200 000		445 000		369 000

Conţinutul mediu în Pb pe zăcămînt se calculează introducînd în (5) datele din tabela 15 :

$$m = \frac{445\,000}{200\,000} = 2{,}225.$$

Înlocuind datele din tabela 15 în (22) şi admiţînd o probabilitate $P = 0{,}95$, rezultă intervalul în care se situează numărul optim al lucrărilor geologice pe tot zăcămîntul :

$$\sqrt[3]{\frac{1{,}96^2}{2}\left(\frac{100\times 369\,000}{200\,000\times 2{,}225}\right)^2} < n <$$

$$< \sqrt[3]{2\times 1{,}96^2\left(\frac{100\times 369\,000}{200\,000\times 2{,}225}\right)^2},$$

care după efectuarea calculelor devine :

$$24 < n < 38.$$

Explorarea preliminară făcîndu-se prin foraje, se va admite limita inferioară pentru numărul lucrărilor geologice pe tot zăcămîntul, deci $n = 24$.

În tabela 16 se efectuează calculele necesare repartizării celor 24 foraje pe filoane şi determinării erorii limită relative cu care se obţine

Tabela 16

Filionul F_j	Suprafaţa N_j	$\sigma_j(x)$	$N_j \sigma_j(x)$	$\frac{N_j\sigma_j(x)}{\sum_{j=1}^{3} N_j\sigma_j(x)}$	n_j	$\sigma_j^2(x)$	$N_j \sigma_j^2(x)$
F_1	50 000	2,5	125 000	0,34	8	6,25	312 500
F_2	100 000	1,44	144 000	0,39	9	2,07	207 000
F_3	50 000	2,0	100 000	0,27	7	4,00	200 000
Total	200 000		369 000				719 500

conţinutul mediu în Pb în faza explorării preliminare.

Deci cele 24 foraje trebuie executate astfel :

— pe filonul F_1, 8 foraje ;
— pe filonul F_2, 9 foraje ;
— pe filonul F_3, 7 foraje.

Înlocuind datele din tabela 16 în formula 17 se obţine :

$$D(m) = \frac{1}{4\times 10^{10}}\cdot\left(\frac{369\,000^2}{24} - 719\,500\right) = 0{,}1418,$$

$$\sigma(m) = \sqrt{0{,}1418} = 0{,}38.$$

Admiţînd o probabilitate $P = 0{,}95$ (deci $z = 1{,}96$), eroarea limită cu care se va obţine conţinutul mediu în Pb pe zăcămînt în urma executării celor 24 foraje, este dată de formula (8) :

$$e = \pm\frac{100\cdot 1{,}96\cdot 0{,}38}{2{,}225} \approx \pm 33{,}5\%.$$

Prin urmare, în zăcămîntul considerat, în faza explorării preliminare este raţional să se execute 24 foraje, repartizate pe cele trei filoane astfel : 8,9 respectiv 7. Prin executarea acestor lucrări se obţin cu o precizie suficientă pentru faza explorării preliminare cantitatea şi calitatea rezervelor. Desimea lucrărilor geologice în faza explorării de detaliu se stabileşte în mod asemănător, cu singura deosebire, că nu se ia în considerare tot zăcămîntul ci numai o parte din el, în care rezervele să nu depăşească producţia pe un an.

TEHNICĂ minieră

Influența condițiilor de mină asupra rezistenței susținerilor în lucrările miniere verticale din Valea Jiului

Dr. ing. N. LEȚU
ing. C. HIREAN și
ing. C. SCHRETER

Corelația dintre calitatea susținerilor de puț, capacitățile lor portante și rezistența rocilor, constituie una din problemele importante ale industriei miniere din Valea Jiului, avînd în vedere modul complex și diferit de solicitare a susținerii pe parcursul anilor, modificarea în timp a proprietăților rocilor străbătute, cunoașterea insuficientă a funcției susținerii din lucrările miniere verticale, supradimensionarea uneori nejustificată a acesteea, cu scopul de a asigura stabilitatea pereților puțului ș.a.

În literatura de specialitate [1, 2, 3] a fost emisă ipoteza unanim acceptată, potrivit căreia susținerea puțului nu trebuie să dispună de o anumită capacitate portantă pentru cazul rocilor care nu se surpă și nu se deformează plastic sub influența tensiunilor, adică în cazul cînd este respectată condiția:

$$\gamma H < R_c \qquad (1)$$

$$\gamma H < R_{curg} \qquad (2)$$

în care:

γ este greutatea volumetrică a rocilor;
H — adîncimea punctului analizat față de suprafață, m;
R_c — rezistența la compresiune a rocilor, kg/cm²;
R_{curg} — limita de curgere a rocilor fiind egală cu 0,5 — 0,8 din rezistența de rupere la compresiune, kg/cm².

În cazul cînd rocile străbătute de puț nu îndeplinesc condiția de mai sus, susținerea acestuia trebuie să îndeplinească funcția unei construcții cu o anumită capacitate portantă, iar presiunea pe care va urma să o suporte, poate fi determinată din expresia:

$$P_2 = \gamma H - R_c \text{ (dacă nu se constată condiția } \gamma H < R_c) \qquad (3)$$

$$P_2 = \gamma H - \frac{2}{\sqrt{3}} \cdot R_{curg} \text{ (dacă nu se constată condiția } \gamma H < R_{curg}). \qquad (4)$$

Susținerea puțului va lucra ca o construcție care dispune de o anumită capacitate portantă în zonele unde sînt intersectate roci fisurate saturate cu apă. În acest caz presiunea asupra susținerii va fi egală cu presiunea hidrostatică a apei:

$$P_2 = 0{,}1 \cdot h_a, \qquad (5)$$

unde h_a este presiunea hidrostatică a apei.

Susținerea puțului va trebui să dispună de o anumită capacitate portantă și în cazul cînd sînt traversate formațiuni geologice puternic tectonizate. În acest caz, presiunea asupra susținerii va putea fi calculată aproximativ cu relația folosită curent pentru cazul rocilor fisurate și aluvionare:

$$P = \gamma \cdot H \cdot t_g^2 \frac{90^0 - \varphi}{2}. \qquad (6)$$

Analiza proprietăților fizico-mecanice ale rocilor din bazinul Văii Jiului și practica exploatării puțurilor verticale susținute cu diferite tipuri de susținere, au arătat că în marea majoritate a cazurilor condițiile din relațiile 1 și 2 sînt satisfăcute și în consecință susținerile definitive ale puțurilor în asemenea condiții nu îndeplinesc funcția unei construcții care să dispună de anumite capacități portante.

Susținerile puțurilor care traversează roci ce satisfac condițiile ecuațiilor (1) și (2) și în consecință nu au îndeplinit funcția unei construcții cu capacități portante la începutul perioadei de exploatare a puțului, ulterior pot fi totuși solicitate de presiuni în cîteva puncte care vor provoca deformarea și distrugerea lor. Astfel de cazuri sînt determinate de anumite modificări care intervin în starea de echilibru static al rocilor, fie ca urmare a avansării lucrărilor de abataj sau a altor lucrări miniere în apropierea puțului, fie ca urmare a modificărilor proprietăților fizico-mecanice ale rocilor sub influența alterărilor.

Din analiza datelor tehnice [4], rezultă că în majoritatea bazinelor miniere europene susținerile puțurilor nu lucrează la portanță, iar distrugerile lor parțiale nu sînt decît efectele modificării stărilor de echilibru static al rocilor, datorită avansării lucrărilor miniere de pregătire sau de abataj în apropierea pilierilor puțului. În asemenea cazuri folosirea unor susțineri calculate pentru o sarcină de

40—60 t/m², deci a unor susţineri cu capacităţi portante ridicate, nu poate să împiedice fenomenul de redistribuire a tensiunilor din masivul de rocă şi stabilirea unei noi stări de echilibru static, adică nu poate impiedica fenomenul de mişcare a rocilor de pe conturul puţului.

În sprijinul acestei ipoteze se porneşte de la considerentul că mişcarea rocilor de pe conturul puţului şi modificarea stării de tensiune a masivului vor înceta atunci cînd presiunile care rezultă după săpare vor fi echilibrate de creşterea tensiunilor din masiv şi a rezistenţei susţinerii.

Dacă se acceptă că susţinerea montată în puţ va prelua întreaga sarcină calculată „p_k", atunci noua stare de echilibru static va corespunde condiţiei:

$$\frac{\mu}{1-\mu}\gamma \cdot H2a - p_k 2a = 0 \qquad (7)$$

sau:

$$\frac{\mu}{1-\mu}\cdot\gamma H\, 2a = p_k\, 2a. \qquad (8)$$

Pentru ca să putem aprecia funcţia reală a susţinerii puţului în cazul fenomenelor care au loc în masivul de roci, după săparea puţului, trebuie să comparăm capacitatea portantă a susţinerii, cu forţele ce apar în starea de echilibru, după săparea puţului, adică să facem raportul:

$$\frac{P_k 2a}{\frac{\mu}{1-\mu}\gamma \cdot H2a} = \frac{P_k}{\frac{\mu}{1-\mu}\cdot\gamma H} = \frac{P_k}{\sigma_x\,\sigma_y} \qquad (9)$$

în care:

μ este coeficientul lui Poisson;
γ — greutatea volumetrică a rocilor;
H — adîncimea zonei studiate;
a — raza puţului;
$\sigma_y = \sigma_x$ — presiunea laterală $= \frac{\mu}{1-\mu}\gamma \cdot H.$

Acest raport, exprimat în procente, caracterizează în mod real funcţia susţinerii, privită ca o construcţie care dispune de o anumită capacitate portantă.

În tabela 1 sînt prezentate datele pentru o asemenea comparaţie.

Tabela 1

Adîncimea puţului, m	Forţele deduse din starea de echilibru a rocilor în timpul săpării $\sigma_x=\sigma_y=\frac{\mu}{1-\mu}\gamma \cdot H$ t/m²		Capacitatea portantă a susţinerii puţului P_k t/m²	$\frac{P_k\ 100\%}{\sigma_x/\sigma_y}$
	$pt\ \mu = 0{,}25$ $\gamma = 2{,}5$ t/m³	$pt\ \mu = 0{,}5$ $\gamma = 2{,}5$ t/m³		
400	300	1 000	40	12—4
800	660	2 000	40	6,6—2
1 200	990	3 000	40	4,04—1,033

Din analiza tabelei 1 rezultă că susţinerea care dispune de o capacitate portantă de aproximativ 40 t/m², reprezintă 1,33—12% din forţele care se manifestă în faza săpării puţului. Cu alte cuvinte susţinerea cu o asemenea capacitate portantă nu poate fi luată în considerare atunci cînd va trebui să apreciem aportul acesteia asupra procesului de stabilire a unei noi stări de echilibru rocilor în special de la adîncimile care depăşesc 300 m. Dacă noua stare de echilibru care trebuie să aibă loc după săpare nu poate fi stabilită pe seama redistribuirii tensiunilor, atunci susţinerea nu va putea să împiedice deformările masive sau mai precis, nu ar putea să asigure condiţiile normale de exploatare a puţului.

Pentru condiţiile rocilor stabile, susţinerea puţurilor nu trebuie să îndeplinească funcţia unei construcţii cu o anumită capacitate portantă ci doar să protejeze rocile contra alterărilor. În acest caz susţinerea trebuie calculată la sarcini de 5—8 t/m².

Aceste concluzii demonstrează posibilitatea reducerii accentuate a grosimii susţinerilor pînă la 20—25 cm, atunci cînd puţul străbate roci cu tărie ridicată, întrucît rezistenţele unor susţineri mai masive nu sînt utilizate şi practic nu sînt necesare.

Marea majoritate a puţurilor din ţara noastră şi din străinătate susţinute cu diferite tipuri de susţinere sînt exploatate o perioadă îndelungată de timp, ceea ce permite să se facă aprecieri reale asupra modului de solicitare a acestora din partea rocilor înconjurătoare şi de asemenea să se cunoască care este valoarea maximă a acestor solicitări. Deşi o asemenea notă de apreciere nu explică fenomenul fizic care duce la distrugerea susţinerilor, totuşi analiza datelor asupra capacităţii portante a diferitelor tipuri de susţinere permite să se lămurească o serie de probleme teoretice, importante pentru scopurile producţiei.

Pentru cazurile susţinerilor definitive, executate din bolţari şi beton, determinarea dimensiunilor constructive, care asigură stabilitatea construcţiei, se face cu formula cunoscută a lui Lamé:

$$d = r_i\left(\sqrt{\frac{\sigma_c}{\sigma_c - 2p}} - 1\right), \qquad (10)$$

în care:

r_i este raza interioară a susţinerii puţului, cm;
σ_c — rezistenţa la compresiune a bolţarilor sau betonului, kg/cm²;
p_s — presiunea rocilor asupra susţinerii, kg/cm³.

Folosind această formulă şi dînd diferite valori diametrului puţului, grosimii susţinerii şi rezistenţei materialului σ_c se poate deter-

mina presiunea maximă a rocilor care poate fi preluată de acest tip de construcție (tabela 2) [5].

Tabela 2

Diametrul în lumină a puțului, m	Presiunea p_i, kg/cm², care poate fi preluată de susținerea pentru R_c = 100 kg/cm² și grosimea d, cm				
	10	12,5	25	40	50
8,0	0,78	1,53	6,1	8,70	11,35
7,0	1,12	2,05	7,25	10,85	13,00
6,5	1,33	2,27	7,65	11,60	13,35
6,0	1,65	3,16	7,85	12,35	14,40
5,5	2,16	4,03	8,80	12,96	15,20
5,0	2,85	5,3	9,28	13,80	16,80
4,5	4,30	5,80	10,45	15,36	18,20
4,0	5,25	6,50	11,50	16,80	19,80

Datele din tabela 2 ne permit să deducem că grosimile susținerilor executate din bolțari sau beton dimensionate la 40—50 cm pentru puțurile care străbat roci cu o tărie medie sau ridicată nu este justificată, iar dacă se admite ipoteza că susținerea unui puț trebuie să îndeplinească în primul rînd condiția unei construcții cu o portanță ridicată, atunci se poate admite reducerea grosimii susținerii din zidărie pînă la 10—12 cm, fără a provoca prejudicii asupra comportării în exploatare a acestuia.

Practica mineritului din Valea Jiului a arătat că distrugerea susținerii în majoritatea cazurilor este provocată de influența lucrărilor de abataj, mai ales atunci cînd acestea se desfășoară în limita pilierului puțului.

Astfel tensiunile suplimentare, care pot fi provocate de deformarea simultană a susținerii și a pilierului puțului sub influența lucrărilor de abataj, sînt direct proporționale cu raportul dintre modulul de elasticitate a materialului susținerii și modulului de elasticitate a cărbunelui din pilier în condițiile unei compresiuni volumetrice cît și a tensiunilor suplimentare din pilier.

Tensiunea din susținerea puțului provocată de influența lucrărilor de abataj se determină aproximativ din relația [5]:

$$\sigma_s = \sigma_{supl} \times \frac{E_b}{1{,}21\,E_c} \qquad (11)$$

în care:

σ_{supl} este tensiunea suplimentară în pilier;
E_b — modulul de elasticitate a betonului ($E_b = 2\times10^5$, kg/cm²);
E_c — modulul de elasticitate a cărbunelui ($E_c = 1{,}8\times10^4$, kg/cm²).

Valoarea sarcinilor suplimentare $\sigma_{supl.}$ dezvoltate în pilier poate fi determinată cu relația:

$$\sigma_{supl} = \frac{L\,\gamma_r\,H}{4}. \qquad (12)$$

în care:

L este lungimea frontului de lucru;
H — adîncimea la care se desfășoară exploatarea;
γ_r — greutatea volumetrică a rocii.

Așa de exemplu: pentru $L = 100$
$H = 500$
$\gamma_r = 0{,}0025$ kg/cm³

$$\sigma_{supl} = \frac{1}{4} \cdot 0{,}0025 \times 50\,000 = 31{,}2 \text{ kg/cm}^2.$$

În conformitate cu relațiile de mai sus, valoarea tensiunilor în susținerea din beton, datorită influenței lucrărilor de abataj, va avea valoarea:

$$\sigma_s = 31{,}2 \cdot \frac{2\cdot10^5}{1{,}21\cdot1{,}8\cdot10^4} = 290 \text{ kg/cm}^2. \qquad (13)$$

Cu creșterea adîncimii de exploatare, valoarea tensiunilor suplimentare sporește, așa cum eforturile transmise pilierului de rocile înconjurătoare vor crește mult mai repede decît dimensiunile pilierului.

Cu toate că rezultatele prezentate poartă un caracter convențional, totuși ele permit să se poată face aprecieri asupra fenomenelor care pot cauza distrugerea unor susțineri de puț foarte rezistente.

Dintr-un anumit punct de vedere calculele efectuate arată că aplicarea unei susțineri cu rezistențe sporite nu pot impiedica deformarea rocilor din pilierii puțului dacă lucrările de abataj se găsesc la o distanță redusă față de aceasta.

În concluzie, distrugerea susținerilor de puț provocată de influența lucrărilor de abataj care au pătruns în pilier, nu pot fi împiedicate sau evitate, utilizînd materialele cu rezistențe sporite sau recomandînd sporirea grosimii susținerii.

Pentru cazul lucrărilor din Valea Jiului, influența condițiilor de mină asupra susținerilor de puț a fost analizată prin efectuarea determinărilor proporietăților fizico-mecanice ale rocilor și ale rezistenței betoanelor.

În acest sens au fost colectate și studiate peste 2 000 de eșantioane reprezentînd 75 categorii distincte de roci, din puțurile Aninoasa Sud și Petrila Est.

Din analiza încercărilor fizico-mecanice, s-au putut stabili următoarele valori:

— greutatea specifică a rocilor studiate, variază între 2,6—2,8 g/cm³;

— greutatea specifică aparentă variază între limitele de 2,4—2,7 g/cm³, avînd deci valori apropiate de greutatea specifică datorită unor indici mari de compactitate;

— umiditatea variază între limite ceva mai largi; ea este cuprinsă între 0,4 și 3,2 , fiind considerată totuși o umiditate mică.

Valorile medii ale rezistenței de rupere la compresiune sînt cuprinse între 120 și 180 kgf/cm² pentru argile și 400 și 600 kgf/cm² pentru gresii. Din totalul rocilor studiate, 68% au rezistența medie de rupere la compresiune de 450 kgf/cm², 26% cu o rezistență mai mică de 200 kgf/cm², cu o pondere mai mare în jurul valorii de 180 kgf/cm² și numai 4% din totalul probelor au rezistențe mai mari de 600 kgf/cm².

— rezistența de rupere la tracțiune are valori medii cuprinse între 30 și 50 kgf/cm² pentru argile și 60—80 kgf/cm² pentru gresii;

— modulul de elasticitate variază în jurul valorilor medii de 20 000—30 000 kgf/cm² pentru argile și 350 000—50 000, pentru gresii, cu o pondere de 50% în jurul valorii de 35 000 kgf/cm².

Limita elastică variază între 30 și 50 kgf/cm² pentru argile și 60 și 80 kgf/cm² pentru gresii, cu o pondere mai mare în jurul valorii de 50 kgf/cm².

Rezultatele centralizate ale valorilor obținute și celelalte caracteristici mecanice sînt trecute în tabelele 3 și 4.

Măsurătorile de presiune au avut loc în puțurile I Aninoasa Sud, puțul 2 Est Petrila și puțul Orb nr. 12 Petrila.

Rezultatele încercărilor și măsurătorilor efectuate sînt redate în cele ce urmează.

Din calculele efectuate pentru rocile predominante din Valea Jiului, la adîncimi pînă la 600 m (adîncimea limită, a zonei elastice determinată de noi) și peste această adîncime pînă la 800 m, a reieșit că asupra susținerii acționează presiuni care nu depășesc 25 t/m² pentru domeniul elastic și 100 t/m² pentru domeniul rocilor cu comportare plastică.

Rezultatele calculelor au fost verificate prin măsurătorile directe ale presiunilor în lucrările menționate mai sus.

Primele măsurători de presiune în puțuri au fost efectuate de către colectivul nostru în 1965 în puțul Sud Aninoasa la o adîncime de 440 m în argile cu $\sigma = 350$ kg/cm² unde au fost montate două aparate construite în cadrul Institutului de mine din Petroșani.

După șase zile de la montarea aparatelor, s-a înregistrat o presiune de 6 t/m², iar după 14 zile presiunea a rămas aproximativ constantă la valoarea de 11 t/m².

Încercările de măsurare a presiunii au continuat la Petrila, în anul 1966 la puțul Orb 12, aparatele de măsurare a presiunii fiind montate la 3 nivele diferite și anume:

— la adîncimea de 610 m de la suprafață, au fost montate 3 aparate în spatele inelelor metalice.

După o perioadă de 13 zile, s-a înregistrat o presiune de 14 tf/m² (fig. 1).

Din această diagramă reiese că cea mai importantă creștere a presiunii a avut loc în primele două zile cînd s-a înregistrat o presiune maximă de 8 tf/m², în perioada următoare observîndu-se o creștere lentă și uniformă.

La adîncimea de 648 m, au fost montate patru aparate de măsurare a presiunii; rezultatele obținute sînt prezentate în figura 2.

Se observă că după o perioadă de 13 zile de la montare, s-a înregistrat o presiune de 18 tf/m².

Presiunile cele mai mari au fost înregistrate în dreptul aparatelor *1* și *4*, acestea fiind montate în argilă și șisturi argiloase cu rezistență de 100—150 gf/cm².

Creșterea cea mai intensă a presiunii a avut loc în primele trei zile după montare, în special în dreptul inelului *1*, unde presiunea a înregistrat 50% din valoarea totală înregistrată.

La adîncimea de 650 m, a fost montat un inel cu două aparate, dar rezultatele observațiilor nu pot fi luate în considerare din cauza unor defecțiuni constructive ale inelelor metalice.

Rezultatele obținute în urma măsurătorilor efectuate, arată că presiunile obținute pe bază de măsurători sînt mult mai mici față de presiunile rezultate din calcule.

Valorile cele mai ridicate ale presiunilor au fost semnalate în dreptul rocilor cu tărie redusă, argile și șisturi argiloase.

Presiunile maxime înregistrate nu depășesc capacitățile portante ale susținerilor din beton și bolțari.

Totuși o serie de puțuri din bazin au susținerile fisurate, crăpate, semnalîndu-se chiar dislocări.

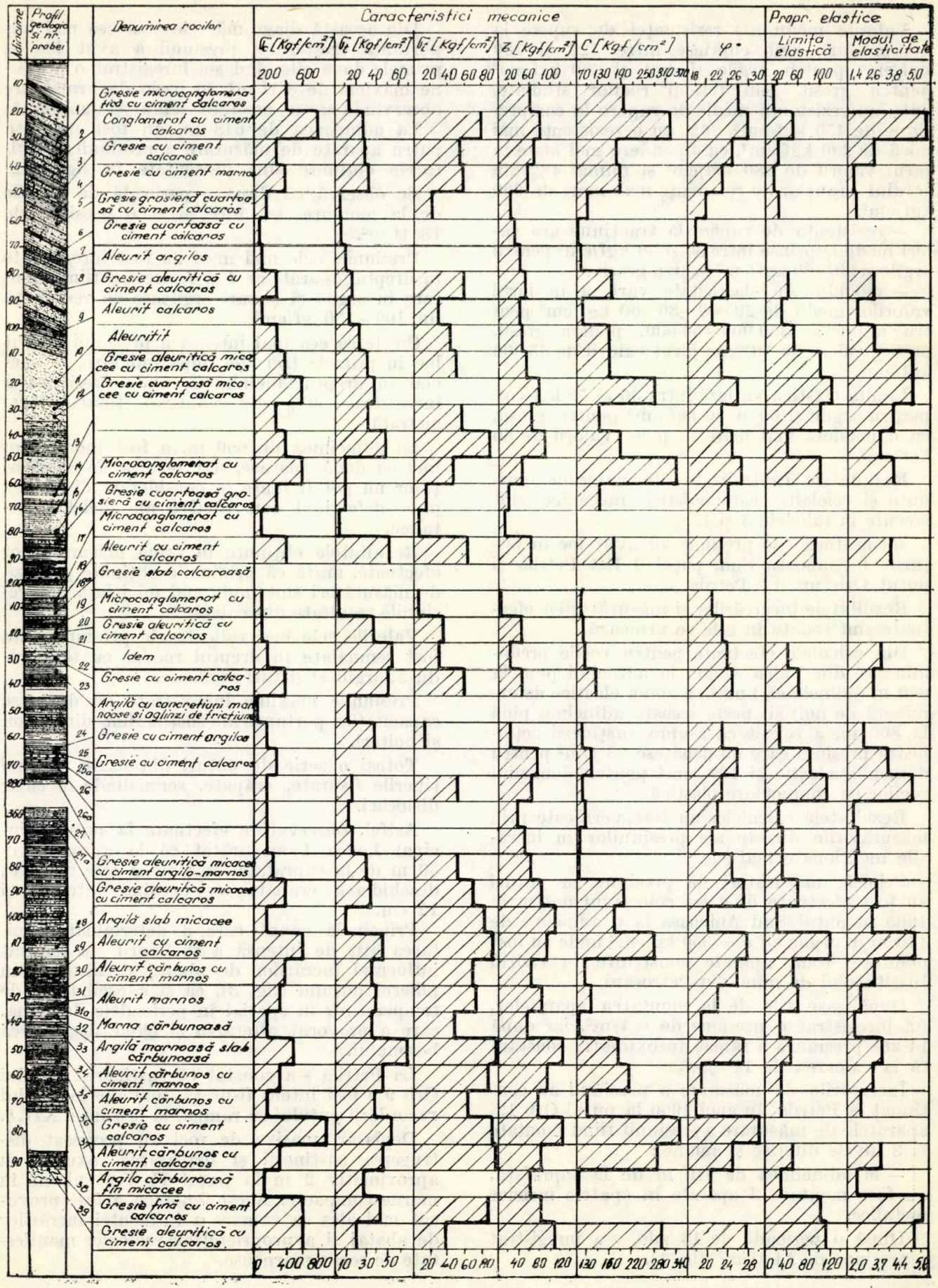
Astfel, observațiile efectuate la puțul principal Lonea I au arătat că la aproximativ 30 m de la suprafață, susținerea este crăpată, deschiderea crăpăturilor oscilînd între 8 și 12 cm.

Principala cauză care a determinat solicitarea atît de intensă a susținerii s-a datorat influenței lucrărilor de abataj desfășurate în pilierul puțului (fig. 3), ca și a oscilațiilor de temperaturi, în special în perioadele de iarnă, care a provocat alterarea și chiar degradarea betonului.

La Petrila s-a constat că susținerea puțului Orb 9 a fost intens fisurată, mai ales la nivelul racordării puțului cu rampa, la orizontul XII, *b*.

Deplasări masive de roci au provocat distrugerea susținerii și deplasarea axului cu aproximativ 2 m la puțul II Vest plasat în marne compacte. Acest fenomen a fost provocat mai ales ca urmare a influenței lucrărilor de abataj și a proprietăților reologice manifestate de rocile marnoase.

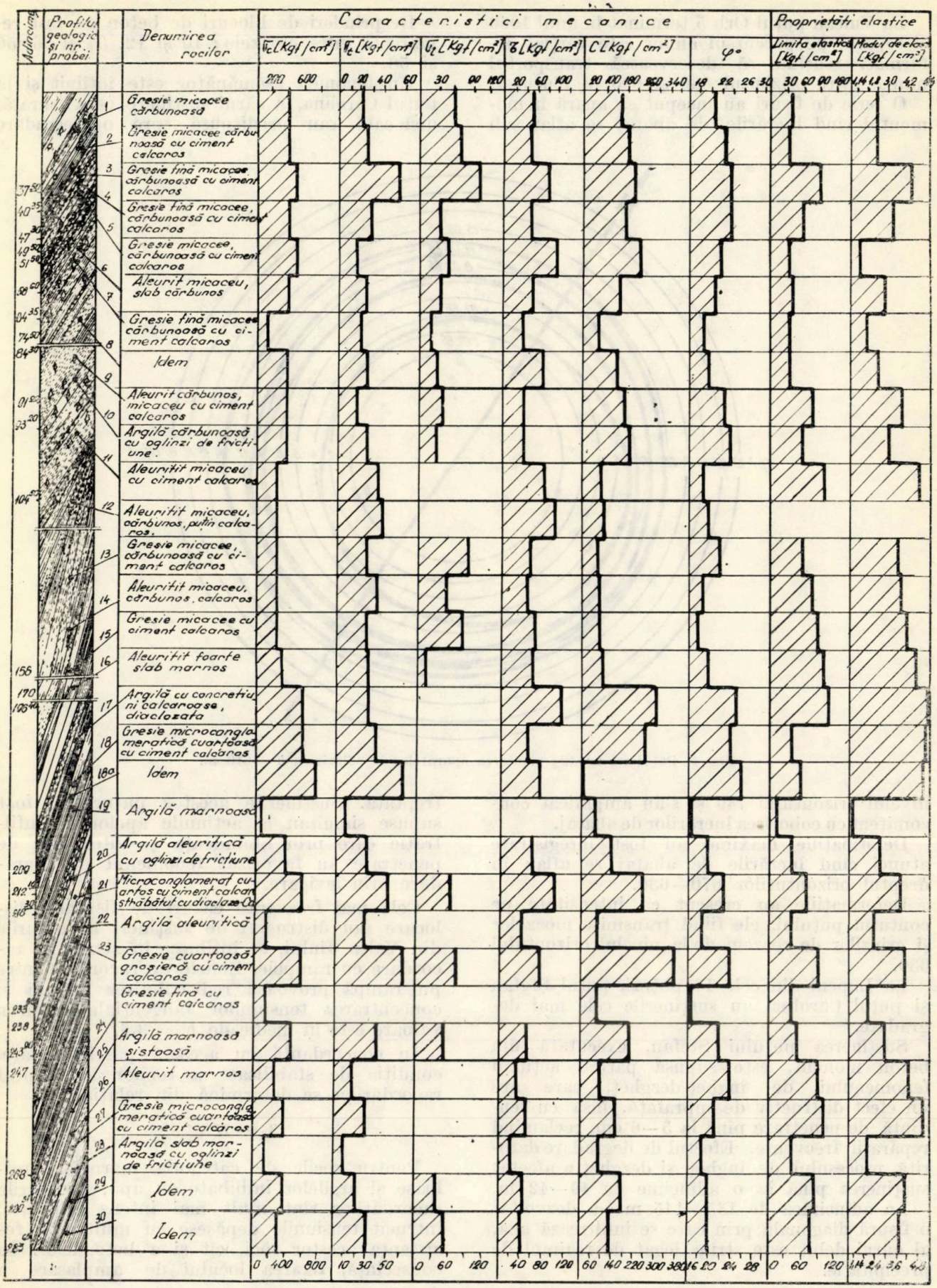
Rezultatele medii ale încercărilor mecanice care s-au executat la roci recoltate din puțul Sud Aninoasa



Legendă:

σ_c — *Rezistența la compresiune*
σ_t — *Rezistența la tracțiune*
σ_i — *Rezistența la încovoiere*
τ — *Rezistența la forfecare*
C — Coeziunea
$\varphi°$ — *Unghi de frecare int.*
Ex 10^4 — *Modul de elasticitate*

Rezultatele medii ale încercărilor mecanice care s-au executat la roci recoltate din puțul 2 Est Petrila



Legendă :

σ_c — *Rezistența la compresiune*
σ_t — *Rezistența la tracțiune*
σ_t — *Rezistența la încovoiere*
τ — *Rezistența la forfecare*
C — Coeziunea
$\varphi°$ — *Unghi de frecare int.*
Ex 10^4 — Modul de elasticitate

La Vulcan puțul Orb 5 terminat în anul 1960 și reparat pe parcursul anilor este parțial deformat, reușind să deservească transportul numai între orizontul 630 și 690 în blocul I.

O serie de fisuri au început să apară în momentul cînd lucrările de abataj se aflau sub nivelul orizontului 740 și s-au amplificat concomitent cu coborîrea lucrărilor de abataj.

Deformațiile maxime au fost înregistrate atunci cînd lucrările de abataj se aflau în dreptul orizonturilor 670—630.

Deformațiile au crescut ca intensitate pe conturul puțului, ele fiind transmise moazelor și grinzilor de reazem de la nivelul orizontului 630.

La Lupeni din cele 14 puțuri, puțul Ștefan și puțul Carolina au susținerile cele mai degradate.

Susținerea puțului Ștefan, executată din beton monolit, este supusă parțial acțiunii fenomenului de îngheț-dezgheț, care are un efect distructiv de suprafață, însă cu tendință de penetrare pînă la 5—6 cm, reclamînd reparații frecvente. Efectul de degradare datorită procesului de îngheț și dezgheț a afectat susținerea pînă la o adîncime de 40—42 m.

La adîncimea de 135—145 m s-a dezvoltat o fisură diagonală prin care se infiltrează apa, al cărui debit este strîns legat de regimul de precipitație.

Desprinderi de blocuri de beton au fost remarcate între moazele: 10 și 12, 34 și 36, 56 și 58.

Un fenomen asemănător este întîlnit și la puțul Carolina, a cărui susținere este fisurată, dislocată sau predispusă spre o degradare treptată. Susținerile acestor puțuri au fost supuse simultan la acțiunile apelor de infiltrație care prin abundența și viteza lor de penetrare au favorizat fenomenul de degradare prin levigare.

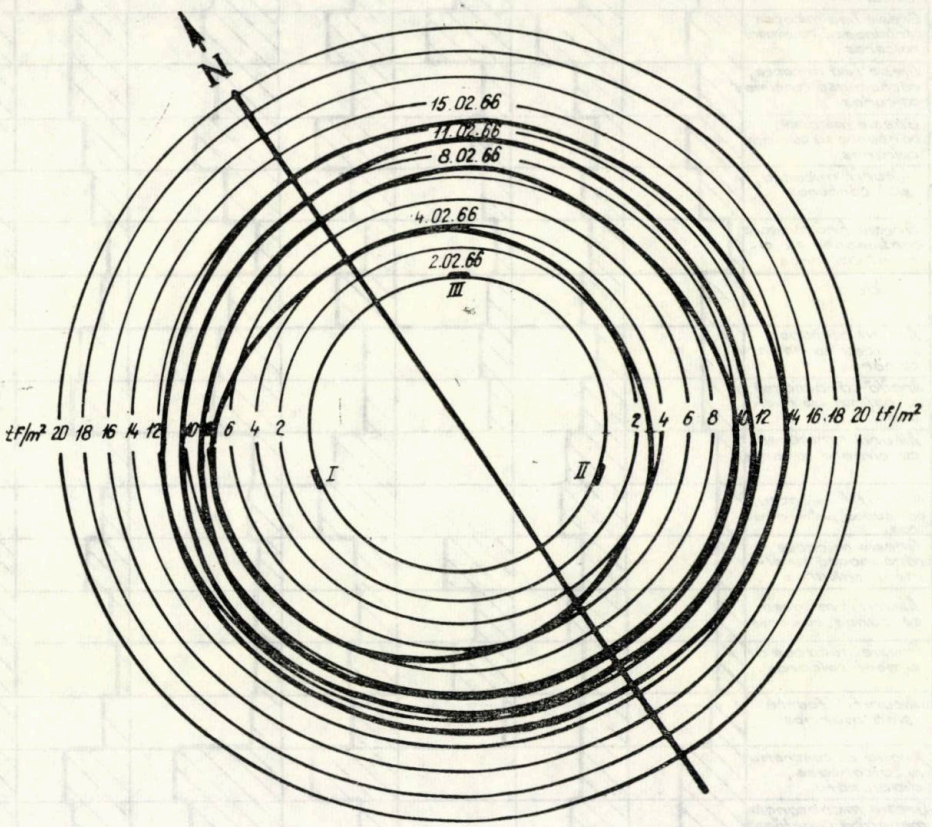


Fig. 1. Puțul orb nr. 12; montarea aparatelor la adîncimea $h = 610$ m.

Cele mai frecvente cazuri de fisurare, dislocare sau distrugeri de susțineri în puțurile din Valea Jiului, se întîlnesc în zonele de racordare cu rampele. Zonele de racordare între puț-rampă provoacă redistribuirea intensă și concentrarea tensiunilor tangențiale a căror valoare este în medie de $K = 3{,}6$.

În concordanță cu această particularitate, condiția de stabilitate a rocilor în dreptul racordărilor se determină din relația:

$$3 \cdot \gamma \cdot H \leqslant \sigma_c.$$

Pentru rocile de categoria marnelor argiloase și argilelor imbibate cu apă, susținerile racordărilor sînt mult mai intens solicitate, întrucît tensiunile depășesc cu mult, atît rezistența acestor roci, cît și a betoanelor. În consecință, fixarea locului de amplasare a

picioarelor de reazem, ca și a rampelor, trebuie făcută cu mult discernămînt, pe baza cunoașterii prealabile a regimului de ape, a rezistenței rocilor etc.

redusă, rezultă că presiunile maxime, deci și porbabilitatea de solicitare mai intensă a susținerii, va fi mult mai certă în dreptul pachetului de roci cu rezistența redusă.

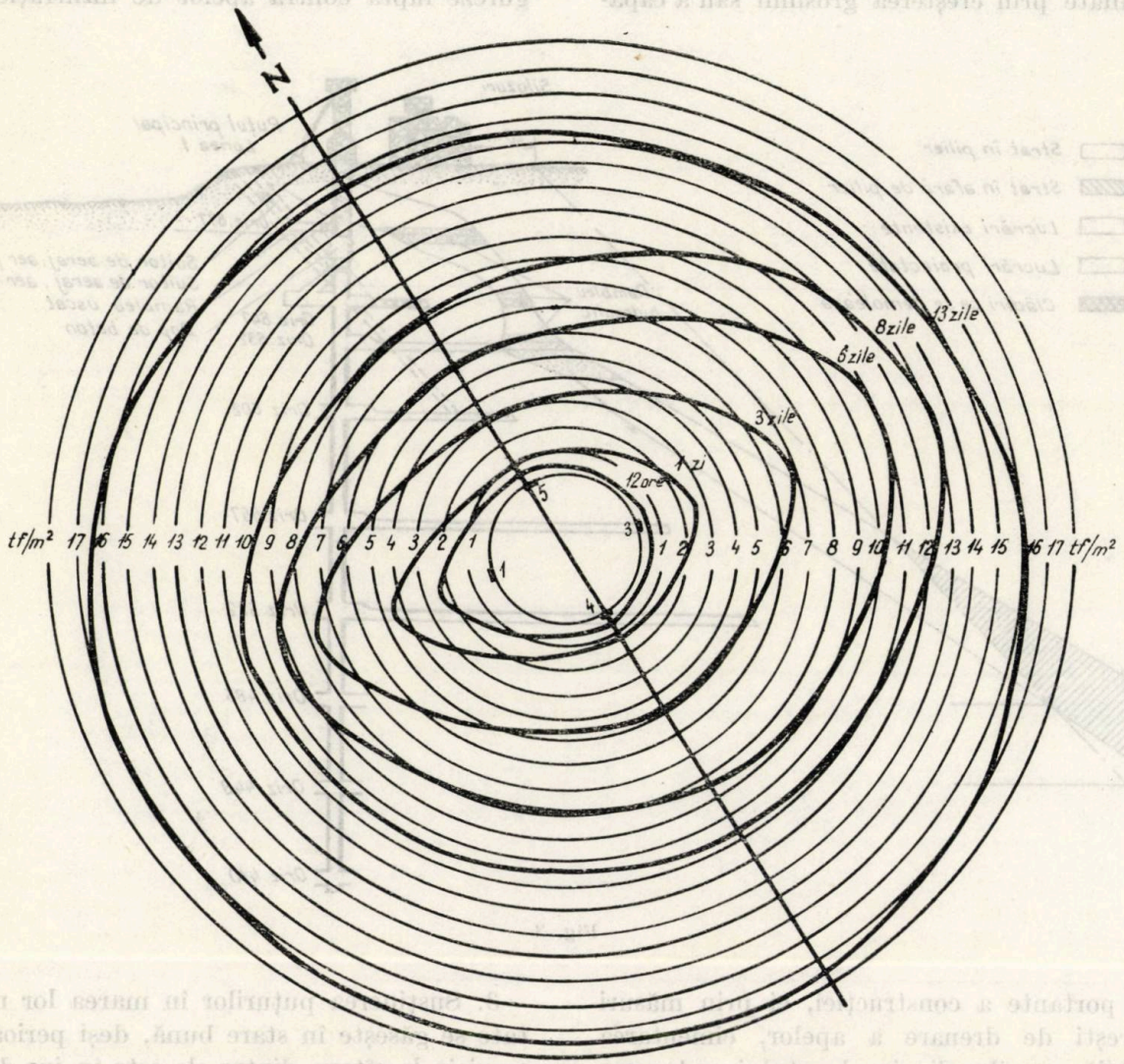


Fig. 2. Puțul orb nr. 12 ; montarea aparatelor la adîncimea $h = 648$ m.

Influența tensiunilor periculoase determinate de racordări se extinde, atît deasupra rampelor, cît și în vatra acestora, pe distanțe cuprinse între 15 și 20 m.

Exemplul cel mai tipic de degradare a susținerilor, ca urmare a influenței rampelor, îl oferă puțul Ștefan, puțul Victoria în dreptul orizontului 440, puțul Orb 6, puțul Carolina de la mina Lupeni, puțul Orb 9 de la Petrila ș.a.

Avînd în vedere că formațiunile geologice din Valea Jiului sînt constituite dintr-o alternanță de roci rezistente și roci cu rezistență

Aceste roci se vor deforma inevitabil și se vor deplasa spre conturul puțului, mai ales atunci cînd sînt create căi de infiltrație a apelor.

Rocile rezistente nu manifestă presiune și nu solicită susținerea puțului. În consecință, presiunea rocilor depinde în primul rînd de grosimea stratului de rocă cu rezistența redusă și nu de adîncimea la care este amplasat stratul menționat.

Cercetările efectuate la puțul Orb 12 de la E.M. Petrila demonstrează acest lucru, scoțînd totodată în evidență caracterul variat,

neuniform de manifestare a presiunii rocilor de-a lungul unui puţ şi în consecinţă gradul variat de solicitare a susţinerii.

Efectele factorilor menţionaţi care solicită în ultimă instanţă susţinerea puţului nu pot fi anihilate prin creşterea grosimii sau a capacităţii portante a construcţiei, ci prin măsuri inginereşti de drenare a apelor, cimentarea prealabilă a rocilor din jurul puţului, reducerea căilor de infiltraţie a apelor, amplasarea puţurilor, a rampelor în formaţiuni geologice constituite din roci rezistente, respectarea fluxului tehnologic de betonare ş.a.

prietăţi reologice, adică sub influenţa apelor de infiltraţie şi a sarcinilor dezvoltate de rocile acoperitoare se deformează intens. Această particularitate obligă ca printre preocupările principale ale corpului tehnico-ingineresc să figureze lupta contra apelor de infiltraţie.

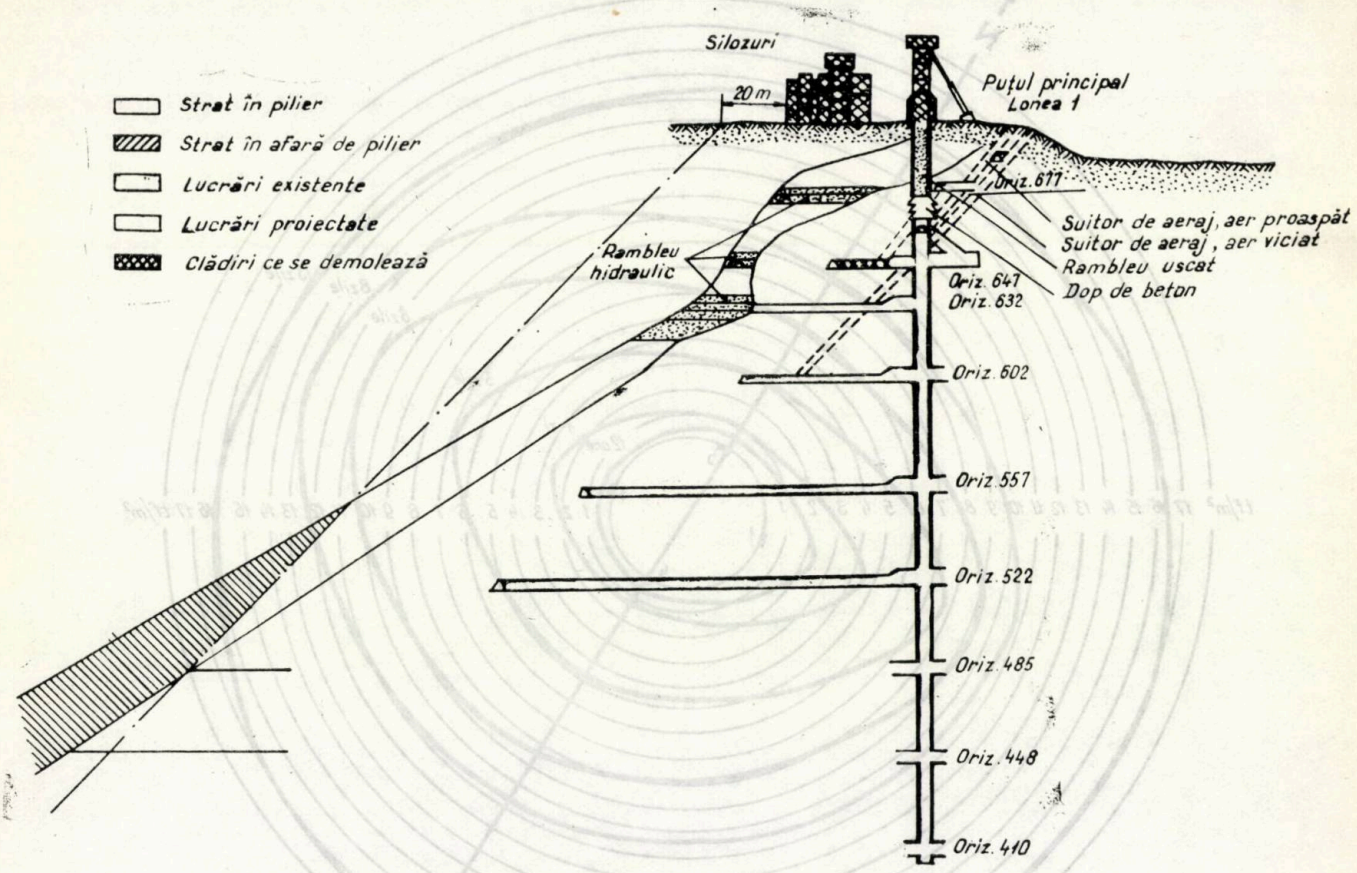


Fig. 3

Concluzii

1. Eşantioanele luate din puţurile Aninoasa Sud şi Petrila Est au arătat, cu prilejul măsurătorilor, că dispun de rezistenţe cuprinse între 450 kg/cm² (61%) şi 180 kg/cm² (20%), putînd fi încadrate în grupa rocilor stabile cu rezistenţa medie.

2. Rocile de categoria marnelor, argilelor şi şisturilor argiloase, prezintă accentuate pro-

3. Susţinerea puţurilor în marea lor majoritate se găseşte în stare bună, deşi perioada de serviciu la cîteva dintre ele este în jur de 40—45 ani (puţul Victoria E. M. Lupeni, puţul 7 Noiembrie E. M. Vulcan, puţul 7 Vest E. M. Vulcan, puţul auxiliar Petrila).

4. Susţinerile degradate care necesită reparaţii parţiale sau capitale sînt reduse ca număr, iar lungimea totală a zonelor degradate reprezintă o pondere de 10—15% din lungimea totală a puţurilor din bazin.

5. Starea nesatisfăcătoare a susţinerilor de puţ în minele din Valea Jiului se datoreşte următoarelor cauze:

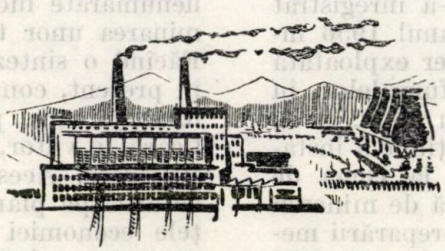
a) Manifestarea unor presiuni sporite sau neuniforme atunci cînd racordările sînt executate în roci cu rezistenţe reduse.

b) Influența lucrărilor de abataj sau a presiunilor zonale sau locale provocate de unele categorii de roci, care cu timpul sau sub influența continuă a apelor își reduc stabilitatea și încep să se deformeze provocînd o fisurare și degradare locală a susținerii. Față de aceste acțiuni, creșterea portanței susținerilor de puț prin supradimensionarea lor nu poate fi considerată ca o măsură tehnică eficientă, capabilă să asigure stabilitatea sau integritatea susținerii.

c) Datorită levigării cimentului, a efectelor de îngheț-dezgheț, calității reduse a operațiilor de betonare, influenței de degradare a apelor de infiltrație, efectului lucrărilor de perforare-pușcare (în cazul cofrajelor mobile), fisurării rocilor datorită exploziilor încărcăturilor din găurile de mină.

6) În cursul unei îndelungate perioade de serviciu susținerea puțului este solicitată în mod diferit. La început, imediat după săpare, se constată solicitarea provocată de mișcarea rocilor, ca urmare a redistribuirii tensiunilor după care urmează acțiunea de degradare sub influența apelor de infiltrație, a efectului de îngheț-dezgheț și în cele din urmă influența lucrărilor de abataj (dacă aceste lucrări pătrund în pilieri).

7) Analiza eșantioanelor de beton colectate din susținerile puțurilor, a căror rezistență oscilează între 55 și 110 kg/cm², studierea caracteristicilor rocilor ca și starea bună în care se găsește majoritatea puțurilor permit să se constate că susținerile acestora nu îndeplinesc funcțiile unei construcții cu o portanță ridicată și în consecință grosimea lor poate fi redusă.



BIBLIOGRAFIE

[1] Krupennikov-Bulicev, N. S., Kozel, A. M., Filatov, N.A.: *Interdependența între masivul de roci cu susținerea puțurilor.* Moscova, 1966.

[2] Mohr, F r. *Mecanica rocilor.* 1963.

[3] Proiavkin, E.T. *Presiunea rocilor în mine și susținerea puțurilor.* 1964.

[4] Isaacson, F. *Presiunea rocilor* 1961.

[5] Proiavkin, E. T. *Presiunea rocilor în susținerea puțurilor.* 1961.

Prepararea substanțelor minerale utile

Evoluția tehnicii preparării minereurilor de fier, stadiul și perspectivele de valorificare a resurselor indigene și eficacitatea tehnico-economică (II)

Dr. ing. P. VLAD și
dr. ing. M. GURAN

Stadiul actual și perspectivele de valorificare a minereurilor de fier din R.S.R.

Construcția desfășurată a socialismului impune dezvoltarea continuă a industriei grele pe baza valorificării raționale a resurselor naturale interne. În concordanță cu prevederile Directivelor P.C.R., producția de fontă și oțel, precum și cea de minereuri de fier, au cunoscut, în perioada planului șesenal, o dezvoltare fără precedent, atît sub raport cantitativ, cît mai ales calitativ. La aceasta au contribuit în mare măsură introducerea de noi tehnologii în extracția minereurilor, aplicarea unor procedee moderne în prepararea minereurilor și în elaborarea fontei și oțelului.

Făcînd un bilanț calitativ al producției marfă livrată metalurgiei de către industria minieră, constatăm că în ultimii 10 ani s-a înregistrat un progres continuu. Astfel, în anul 1956 întreaga producție de minereu de fier exploatată (circa 700 000 t) a fost livrată furnalelor, în stare brută, la un conținut mediu de 32%Fe; în anul 1960, prin punerea în funcțiune a instalației de separare magnetică de la Ocna de Fier, circa 10% in producția totală de minereu de fier din acel an a fost supusă preparării mecanice, conținutul mediu în fier al producției marfă livrată furnalelor crescînd la 34% Fe; în anul 1965, prin trecerea în producție a uzinelor de preparare de la Teliuc și Căpuș, ponderea minereului preparat a crescut la 65%, iar conținutul mediu al producției marfă livrată furnalelor fiind de circa 40% Fe; în anul curent, prin intrarea în funcțiune a încă 3 cuptoare de prăjire magnetizantă la uzina de preparare Teliuc, ponderea producției marfă rezultată de la uzinele și instalațiile de preparare va depăși 90%, iar conținutul mediu va crește la 47% Fe; după anul 1970 se prevede ca, prin intrarea în producție a uzinei de preparare de la Lueta, întreaga cantitate de minereu de fier extras să se livreze industriei siderurgice sub formă de concentrate.

După cîte se cunoaște, țara noastră dispune de rezerve limitate de minereuri de fier cu conținut mediu sau bogat, însă dispune de rezerve relativ mari de minereuri sărace în conținut de fier.

Clasificînd minereurile indigene, după conținutul în fier, vom avea:

1. Minereuri cu conținut de peste 25% Fe (în prezent exploatabile).
2. Minereuri cu conținut sub 25% Fe (în studiu).
3. Minereuri de fier complexe (cu conținuturi în elemente rare, în studiu).

Pentru toate aceste categorii de minereuri, ICEMIN a efectuat, începînd din anul 1954, nenumărate lucrări de cercetare pentru determinarea unor tehnologii de preparare optime. Făcînd o sinteză a cercetărilor efectuate pînă în prezent, constatăm unele rezultate pozitive, încurajatoare, privind posibilitățile de valorificare, în viitor, a minereurilor de fier complexe și sărace. Aceste rezultate, realizările și orientările pe plan mondial și în principal cerințele economiei noastre naționale, atestă oportunitatea reluării studiilor și cercetărilor de valorificare a acestor categorii de minereuri de fier, pe baza unor metode și procedee noi.

În cele ce urmează vom prezenta rezultatele cercetărilor efectuate pe cele trei categorii de minereuri.

Minereurile cu conținut de peste 25% Fe

În categoria minereurilor de fier indigene cu conținut de peste 25% Fe se înscriu zăcămintele de la Teliuc, Ghelar, Căpuș, Ocna de Fier (sortul II), Lueta, Mădăraș, Ruschița, Delnița și Băișoara-Remetea.

a. Zăcămintele de la Teliuc Ghelar sînt cele mai importante zăcăminte de minereu de fier în exploatare din țara noastră; ele se găsesc localizate în masivul Poiana

Ruscă şi sînt de origine sedimentară, metamorfozate regional. Ca minerale utile, se găsesc în proporţia cea mai mare, sideritul (cca 42—47%), urmat de magnetit (în părţile estice ale zăcămîntului în medie 5—10%). Se mai găseşte şi limonit, în proporţie foarte redusă (în prezent cca 3—4%) ca produs de alterare a sideritului în zonele de oxidare, de asemenea ankerit şi dolomit, ultimele avînd o pondere de circa 30—40%. În afară de mineralele amintite se mai întîlnesc cuarţ (10—20%), calcit (2—5%) şi în proporţie foarte redusă clorit, pirită, pirotină, calcopirită şi mică. În tabela 1 prezentăm rezultatele analizei chimice pentru toate categoriile de minereuri de fier din ţara noastră.

Pentru valorificarea superioară a minereurilor de la Teliuc-Ghelar în cadrul ICEMIN s-au efectuat cercetări detaliate pe linia preparării mecanice. Cunoscîndu-se din practica mondială tehnologia separării magnetice în cîmp puternic cît şi prezenţa în apropierea zăcămintelor respective a sursei de gaz metan necesare prăjirii magnetizante, cercetările s-au axat

Tabela 1

Caracteristicile mineralogice şi chimice ale principalelor minereuri de fier din R.S.R.

Minereul	Caracteristici mineralogice	Conţinutul minereului brut, %							
		Fe	Mn	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	S	P
Teliuc	Concentraţiile metalifere sînt legate genetic de calcarele cristaline. Mineralizaţia este de circa 80% siderit, 15% ankerit şi 5% limonit	26—30	2,0	14—16	0,5—2,2	8—9	6,5—7,2	0,6	0,03
Ghelar	Mineralizaţia este asemănătoare cu cea de la Teliuc	31—32	2—2,5	10—12	0,9—2,2	8—10	4—6	0,5	0,03
Căpuş Satra*	Minereul reprezintă o gresie cu oolite cu hidrohematit slab cimentate într-o masă de carbonaţi, cuarţ şi minerale argiloase	32	—	10,5	26	16,0	1,6	0,3	0,5
Ocna de Fier (sortul II)	Mineralele de bază sînt reprezentate prin magnetit şi hematit incluse în scarnuri granulifere	29—32	0,7	24—31	2—3	18—25	1,0	—	0,12
Lueta	Minereul este constituit din siderit în mase compacte sau ca cimentat al conglomeratelor	26	0,9	38—42	3,4—5,5	1,6	1,0	0,1—0,2	0,05
Mădăraş	Mineralizaţia este asemănătoare cu cea de la Lueta	26—34	—	—	—	—	—	—	—
Ruşchiţa	Mineralizaţia este reprezentată de scamuri cu impregnaţie fină de magnetit	26—27	2,9	13,7	10	15	6,2	0,7	0,5
Delniţa	Mineralizaţie cu oxizi şi carbonaţi	25—33	Minereul este în studiu în Institutul Geologic						
Băişoara-Remetea	Mineralizaţie cu oxizi	30—40	Minereul este în studiu în Institutul Geologic						
Căpuş-Nord	Mineralizaţia este asemănătoare cu cea de la Lueta	24—25	—	27,0	3,3	13,0	2,0	0,12	0,3
Iulia	Mineralizaţia este constituită din oligist, magnetit şi limonit	19	—	28	8,7	15,5	7,0	0,10	0,05
Gura Haiti	Impregnaţie fină de oxizi şi hidroxizi de fier într-o masă silicioasă	22,5	—	61,8	0,35	0,55	0,3	0,45	0,16
Palazu Mare	Impregnaţii de magnetit într-o gangă cu şisturi şi cuarţ	24,0	1,0	48	4,0	5,0	—	0,3	0,1
Moneasa-Vaşcău	Argile feruginoase cu hidrohematit şi oxizi de mangan	16—22	6—11	20—30	17—19	—	—	—	—
Ciungani-Căzăneşti **	Gabron cu impregnaţii de magnetit vanadifer şi ciment	11—15	—	38—40	12,6	11,0	7,0	0,5	0,02

* Minereul mai conţine 0,06% V şi 0,0016% As
** Minereul mai conţine: 0,06% V şi 3,1% TiO_2

pe această variantă de preparare. Stabilirea temperaturilor optime de prăjire magnetizantă s-a făcut pe baza analizelor termodiferențiale.

Sideritul din cele două zăcăminte prezintă transformări caracteristice la o temperatură relativ scăzută și anume pînă la 700°C. Reacția de disasociere se caracterizează printr-un efect endoterm :

$$FeCO_3 = FeO + CO_2 + 24840 \text{ cal},$$

temperatura „vîrfului" situîndu-se la aproximativ 585°C. O dată cu creșterea temperaturii are loc reacția de oxidare marcată printr-un efect exoterm cu „vîrful" la aproximativ 670°C.

$$3\ FeO + CO_2 = Fe_3O_4 + CO - 5350 \text{ cal}.$$

Reacția de oxidare reprezintă trecerea mineralului din siderit, cu structură trigonală, în magnetit cu structură cubică.

Peste 700°C, în atmosferă oxidantă, transformarea se continuă pînă la formarea unui nou compus — hematitul (Fe_2O_3) care, așa cum au arătat experimentările ulterioare bazate pe analize röntgenostructurale și magnetice, nu-și modifică rețeaua cristalină, rămînînd la aceeași structură cubică de tipul spinelelor cu proprietăți magnetice, denumit „maghemit" (Fe_2O_3) :

$$2\ Fe_3O_4 + \frac{1}{2} O_2\ (CO_2) = 3\ Fe_2O_3 + (CO).$$

Din interpretarea rezultatelor cercetărilor efectuate, a rezultat că cel mai bun grad de prăjire magnetizantă a minereurilor cu siderit din Poiana Ruscă se obține în următoarele condiții de lucru :

— temperatura de prăjire, 750°—820°C ;

— timpul de prăjire, 40—45 min ;

— atmosfera mediului din cuptor, neutră — slab oxidantă.

În finalul cercetărilor, s-au urmărit și transformările fizico-chimice ale minereului prăjit, intervenite în condiții diferite de răcire. S-au studiat trei metode de răcire : în atmosferă închisă (în aer lent), în apă și în aer forțat.

Cercetările au evidențiat faptul că metoda de răcire influențează simțitor procesul transformărilor fizico-chimice ale componenților mineralogici cu conținut în fier din minereul prăjit. Răcirea forțată în apă sau aer se dovedește a fi cea mai indicată în cazul cînd prăjirea magnetizantă a fost completă. Diferența între cele două metode de răcire constă în aceea că la răcirea în apă predomină magnetitul în timp ce la răcirea forțată în aer predomină maghemitul.

Analizele magnetice și röntgenostructurale au arătat că răcirea în aer nu poate duce la obținerea unor oxizi de tipul Fe_2O_3 — hematit magnetic. În cazul aplicării unei răciri în atmosferă închisă apare însă, în proporție mare, un constituent mineral magnetic sub formă de wustit (FeO). Avînd în vedere aceste rezultate s-a considerat că răcirea în apă prezintă mai multă siguranță în obținerea unui produs cu proprietăți magnetice.

În afară de condițiile de prăjire și de răcire menționate mai sus, s-a constatat că transformările proprietăților fizico-chimice sînt influențate și de impuritățile în alte elemente care însoțesc sideritul și care sînt de obicei specifice fiecărui tip de zăcămînt. Astfel, carbonații de mangan, calciu și magneziu, cristalizați izomorf cu sideritul și repartizați uniform în masa de minereu, influențează pozitiv procesul prăjirii, intensificînd gradul de magnetizare.

Mineralele de gangă, neuniform repartizate în minereu, în special silicea, au un rol negativ în procesul de magnetizare a compușilor feroși. Sistemul cristalin al silicei joacă un rol de germene stabilizator pentru formațiile cristaline diamagnetice ale oxizilor de fier. Manganul, prin rețeaua sa cristalină (cubică), are un rol stabilizator în formarea oxizilor feromagnetici.

Cercetările efectuate în fază pilot (flux continuu), cu menținerea parametrilor rezultați ca optimi în fază laborator, au dus la obținerea de concentrate de fier cu un conținut de 51—55% Fe și 7—8% SiO_2 și cu extracții în metal de 85—86%. Indicii tehnologici, pe produse, obținuți în fază pilot sînt prezentați în tabela 2.

Tabela 2

Produse	Extracție în greutate, γ%	Conținut Fe, %	Extracție în metal, m%
Alimentare	100,0	27—28	100,0
Concentrat	42,0	51—55	85—86,0
Steril și pierderi la calcinare	58,0	14,0	14

Pe baza studiilor efectuate de ICEMIN și cu contribuția specialiștilor din Institutul de proiectări miniere, din aparatul Ministerului Minelor și întreprinderile beneficiare și de construcții, în perioada 1961—1964 s-a proiectat și construit uzina de preparare a minereurilor de fier de la Teliuc și Ghelar la o capacitate de circa 2 mil. tone minereu brut pe an.

Din bilanțul indicilor cantitativi și calitativi, rezultă că prin operațiile de preparare mecanică, la care este supus minereul de la Teliuc-Ghelar, se elimină din minereu circa 58% elemente sterile, ceea ce contribuie la creșterea conținutului în fier al acestuia de la circa 27—30% la aproximativ 51—55% în concentrat, precum și la scăderea conținutului în silice respectiv de la 14% la circa 7%.

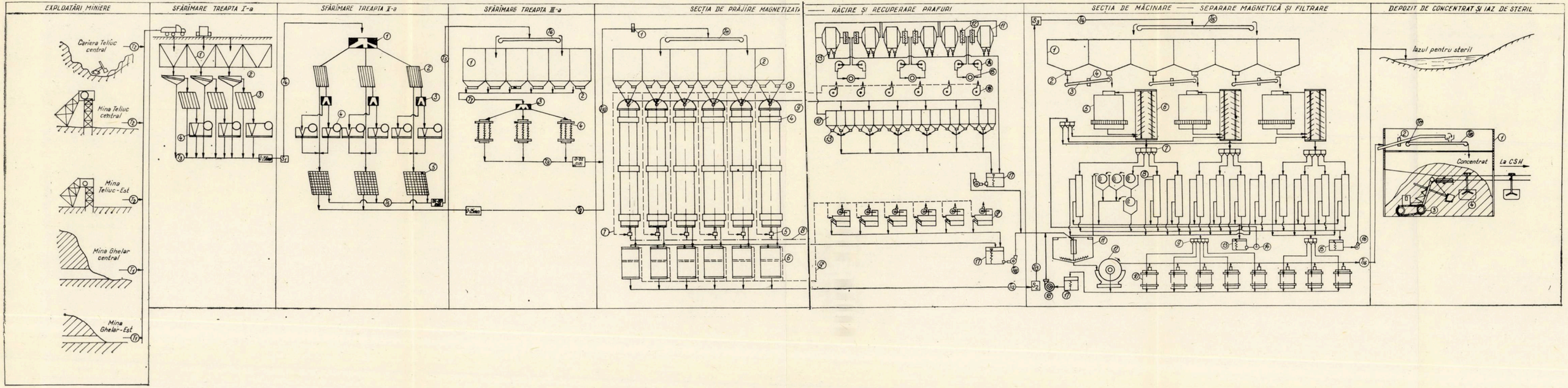
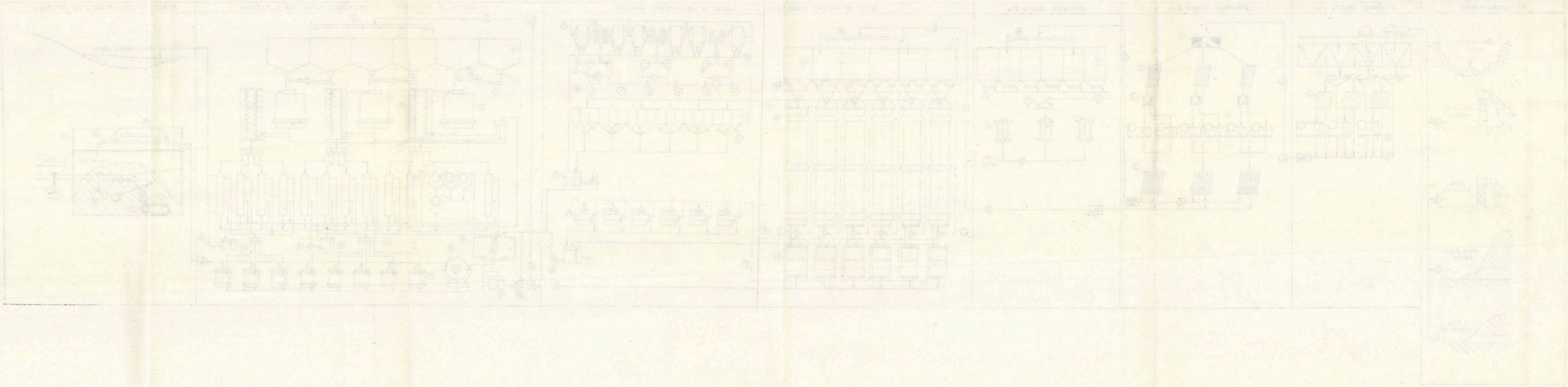


Fig. 1. Schema fluxului tehnologic al Uzinei Teliuc :

T_1 – transport Ghelar – uzină prin tunel ; T_2 – transport Teliuc – uzină cu autobasculant 10 t ; *1* – siloz minereu brut 4 buc. a cîte 200 t ; *2* – alimentator cu bare mobile $Q = 100 - 180$ m³/h ; *3* – grătar fix (200 mm) ; *4* – concasor cu fălci nr. 12 $Q = 90 - 125$ m³/h ; T_3 – transport cu bandă (57 × 1 m) $Q = 618$ t/h ; S_1 – stație de cîlți nr. 1 ; T_4 – transportor cu bandă (112 × 0,9 m)=$Q = 618$ t/h ; $V = 1,5$ m/s. ; *1* – distribuitor cilindric fix cu trei căi ; *2* – grătar fix cu deschiderea de 80 mm) ; *3* – distribuitor fix cu două căi ; *4* – concasor cu fălci nr. 8 ; $Q = 20 - 50$ t/h ; *2* – ciur Bavaria (⌀⌀ 25 mm) ; $S = 6$ m² ; T_5 – transportor cu bandă sub ciur Bavaria (16 × 0,9 m) $V = 18$ m/s ; T_6 – transportor cu bandă pe culoarul 3 (38,5 × 0,6 m) ; T_7 – transport cu bandă mobil (57 × 0,8 m) ; $V = 1$ m/s ; *1* – silozuri rotunde din beton 6 × 1 000 t ; *2* – alimentator cu sanie $Q = 70$ t/h ; *3* – distribuitor fix cu trei căi ; *4* – concasor giratoriu nr. 4 (1 250 m) $Q = 75 - 170$ t/h ; T_7 – transportor cu bandă pentru concasare (72 × 0,8 m) $Q = 354$ t/h, $V = 1,0$ m/s ; T_8 – transport r cu bandă sub concasorele giratorii (11 × 0,5 m) $Q = 350$ t/h ; T_9 – transportor cu bandă subciururile Bavaria (pt. 25 mm) (16 × 0,5 m) ; T_{10} – transportor cu bandă (144 × 1 m) ; $Q = 460$ t/h ; $V = 2$ m/s ; *1* – cîntar de bandă ; *2* – silozuri cu un volum de 150 m³ 6 buc. × cîte 300 t fiecare ; *3* – alimentator cu disc (2 buc. la un cuptor) $Q = 50$ t/h ; *4* – cuptor de prăjire 50 m × 3,6 m ⌀ interior net (3,20 ⌀ cărămidă) $Q = 42$ t/h ; *5* – arzător central tip IPROMIN ; *6* – răcitor tambur cu apă ($L = 5$ m × 2,8 m O) 4,2 rot/min ; *7* – aer pentru combustibil ; *8* – gaz metan $P = 800 - 1\,000$ mm CA ; *9* – gaze arse ; T_{11} – bandă reversibilă (35 × 0,8 m) $Q = 400$ t/h ; $V = 1,0$ m/s ; *9* – abur cu praf la hidrocloane = 6 buc. tip K-20 30 000 m³/h ; 10 – emmerele de fum ; *11* – electrofiltru $U = 60 - 75$ kV ; Q gaze – 10 000 m³/h ; electroul – = 1 100 buc ; *12* – recuperator de căldură $Q = 825\,000$ kcal/h ; *13* – dispozitiv de evacuare hidraulică ; *14* – exhaustor de gaze arse $Q = 70\,000$ m³/h 320 mm CA ; $T_3 = 300$°C ; *15* – coșul de evacuare a gazelor arse în atmosferă ; $H = 25$ m², ⌀ 2,2 m ; *16* – Ventilator pentru aerul de combustie $Q = 30\,000$ m³/h ; 550 mm CA t = – 20°C ; *17* – bazin tulburească praf uri ; *18* – pompe tulburelă 65 m³/h × 3 buc. la răcitor și hidroclon. Pompe tulburelă 65 m³/h × 3 buc. cam. fum ; T_{13} – transportor cu bandă (93,5 m × 0,65 m) 160 t/h (2 buc.) ; S_2 – stație de cîlți nr 2 ; S_3 – stație de cîlți nr. 3 ; T_{14} – transportor cu bandă (664 m × 0,65) $Q = 160$ t/h (2 buc.) ; T_{14} – transportor cu bandă (56 m × 0,65) $Q = 166$ t/h (2 buc.) ; T_{15} – transportor cu bandă reversibilă ; *1* – siloz – două celule a 300 t pentru fiecare moară ; *2* – alimentatoare rotative cu disc $Q = 40$ t/h ; *3* – transportor cu bandă (23 × 0,5) ; $V = 1$ m/s ; *4* – cintar de bandă ; *5* – moară cu bare (bile) 3 600 × ⌀ 2 700 mm ; $Q = 70 - 80$ t/h ; *6* – clasor dublu spiral (11 000 × 5 000 mm) ⌀ $S_{P} = 2\,200$ mm ; *7* – distribuitor turbureală ; *8* – separatori magnetici (4 buc.) 1 500 × 600 mm ; magnet $H = 1100$ Oe ; *9* – distribuitor concentrat la filtre ; *10* – filtru cu suprafața interioară 3,3 × ⌀ 2,7 m ; $S = 25$ m² ; *11* – îngroșător ; $H = 5$ m ; ⌀ 25 m ; *12* – filtru cu suprafață exterioară = 3,6 × ⌀ 2,4 m ; $S = 30$ m² ; *13* – bazin pentru produse intermediare ; *14* – pompe 50 m³/h × 2 buc. ; *15* – bazin pentru steril ; *16* – pompe 600 m³/h × 3 buc. ; *17* – bazin pentru preapiin filtre ; *18* – pompă Q 70 m³/h ; $h = 35$ m CA ; T_{16} – transportor pt. conc. 71,5 × 0,65 m ; $V = 1,8$ m/s ; T_{17} – transportor pt. conc. 63 × 0,65 m ; $V = 1,65$ m/s ; T_{18} – bandă reversibilă ; *1* – deposit de concentrat $Q = 10\,000$ t ; *2* – cintar de bandă ; *3* – excavator ; *4* – funicular. Instalații anexe pentru filtrare ; *1* – pompe de vid 8 buc ; 2 250 m³/h ; 0,8 mm CA ; *2* – suflante 4 buc. = 1 300 m³/h ; 0,5 at.



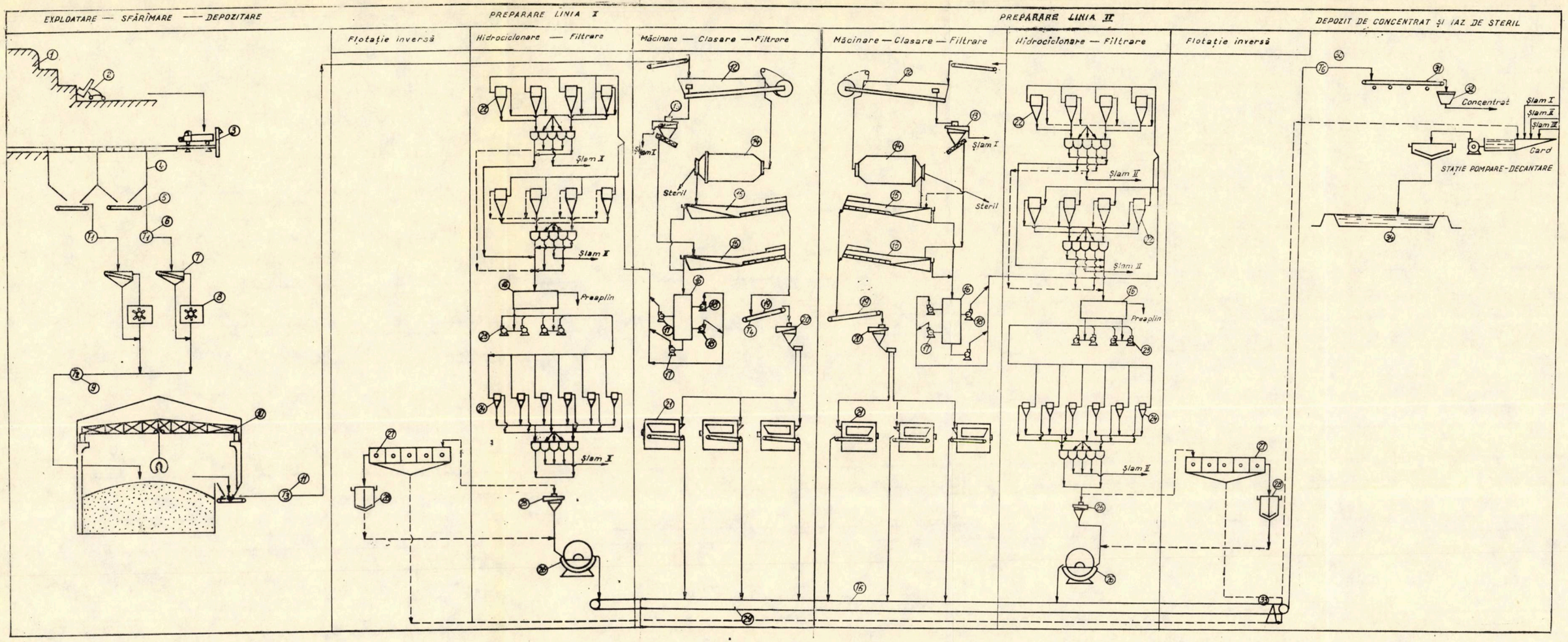
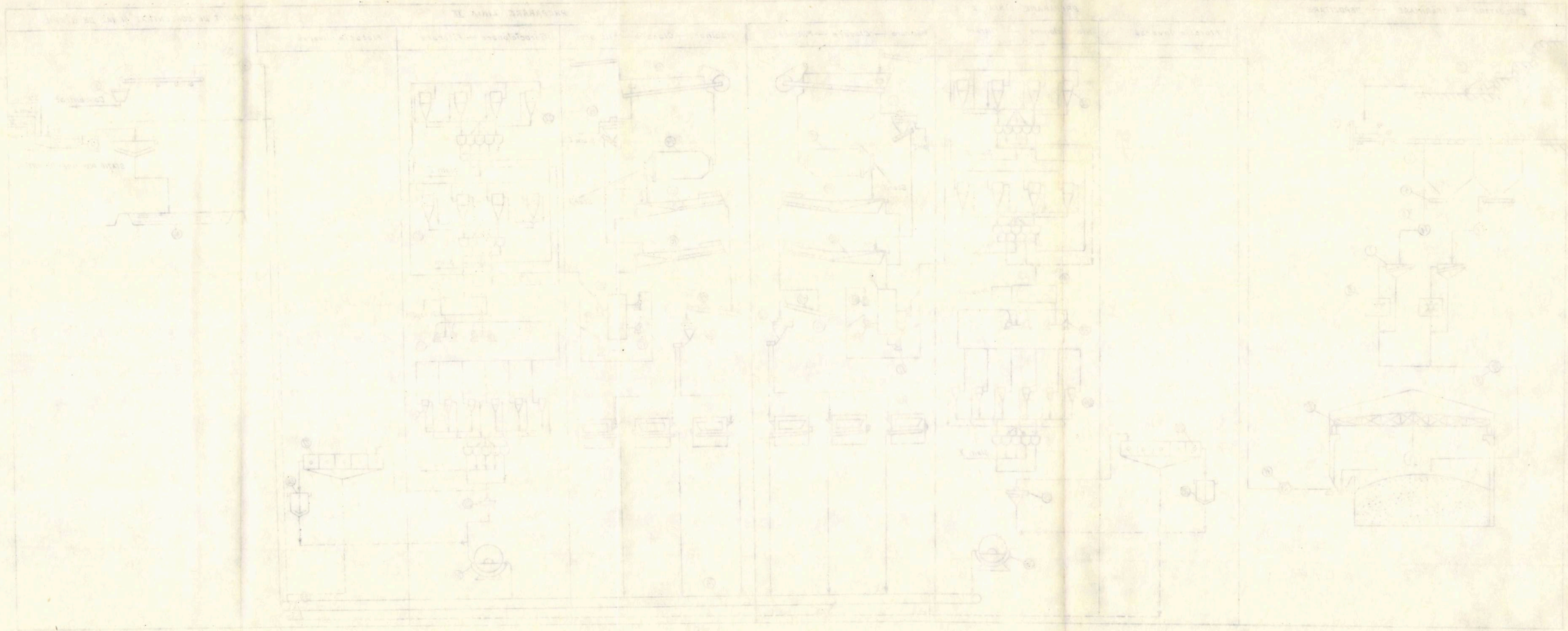


Fig. 2. Schema fluxului tehnologic al Uzinei de preparare Căpuş;

1 — cariera Căpuş; *2* — excavator; *3* — cintar pentru basculante; *4* — buncăr brut; *5* — alimentator cu plăci B = 1 600; L = 1 350; 7 kW, 750 t/min. 2 buc; *6* — bandă transportor B = 800; L = 29 300; 10 kW; 1 000 /min; 2 buc; *7* — grătar fix-bare la 30 mm — 2 buc; *8* — concasor cu ciocane „Tirsa" II; 100 kW; 1 000 t/min; 2 buc.; *9* — bandă transport B = 650; L = 64 090; 20 kW; 1 000 t/m; 1 buc.; *10* — depozit de minereu sfărmat; *11* — bandă transportor B = 500; L = 35 000; 10 kW; 2 buc; *12* — dezintegrator cu palete Ø 1 600 × 70 000; 40 kW; 2 buc; *13* — condensator Ø 2 400; 2 buc; *14* — moară cu bile Ø 2 400 × 2 400; 200 kW; 1 000 t/min, 2 buc.; *15* — clasor mecanic cu greble Duplex 2 000 × 8 000; 7 kW 1 500 t/min, 4 buc; *16* — hazinet 3 m³ 4 buc; *17* — pompă centrifugă Bicaz 200; 55 kW; 4 buc; *18* — pompă centrifugă Bicaz 125 A; 22 kW; 4 buc.; *19* — bandă transport B = 500; L = 16 000; 4,5 kW; 2 buc.; *20* — con decantor Ø 1 100; 2 buc; *21* — filtru de vid cu suprafaţa interioară 25 m²; 4,3 kW, 6 buc.; *22* — hidrociclon Ø 350; 16 buc. *23* — pompă curbinară 1 RBB 80; 20 kW; 8 buc; *24* — hidrociclon Ø 150; 12 buc; *25* — con decantor Ø 750, 2 buc; *26* — filtru de vid cu tambur 10 m²; 7,3 kW; 2 buc; *27* — celule flotaţie; *28* — îngroşător; *29* — bandă transport B = 500; L = 45 500; 5,5 kW; 1 buc; *30* — bandă transport B = 500; L = 35 000; 7,5 kW; 1 buc.; *13* — bandă mobilă reversibilă B = 500; L = 16 000; 2,8 kW; *1* buc; *32* — buncăr pentru concentrat 15 t; 1 buc; *33* — cintar automat; *34* — laz.



Fluxul tehnologic industrial adoptat pentru prepararea minereurilor de fier din regiunea Poiana Ruscă (prezentat în schema din fig. 1) include prăjirea magnetizantă a minereului în cuptoare rotative, după o prealabilă concasare și granulare, precum și separea magnetică după măcinarea prealabilă a minereului prăjit. În cuptoarele rotative, avînd capacitatea de 300 000 t/an fiecare, carbonații de fier se transformă în magnetit sub acțiunea temperaturii produsă prin arderea gazului metan. Parametrii operației de prăjire sînt urmăriți și reglați, în cea mai mare parte, în mod automat.

După prăjire, răcire și măcinare sub 0,15 mm, minereul cu constituenți minerali sub formă de magnetit este supus operației propriu-zise de concentrare în separatoare magnetice, cu tambur, după care concentratul, îngroșat și filtrat, se livrează combinatului siderurgic Hunedoara.

Numărul și caracteristicile utilajelor instalate la Uzina de preparare Teliuc sînt prezentate în schema de figura 1, iar indicii cantitativi și calitativi în tabela 3.

Tabela 3

Produse	Extracția în greutate, *r*, %	Conținut Fe, %	Extracție în metal, *m*, %
Alimentare	100	27—28,0	100
Concentrat	43—44	50—51	78—80
Steril + pierderi la calcinare + pierderi în prafuri	56—57	12—14	20—22

Analizînd indicii obținuți, după o funcționare a uzinei de circa 2 ani se constată că deși au survenit unele modificări în procesul tehnologic, în special la prăjirea magnetizantă datorită sistemului de ardere, totuși rezultatele sînt comparabile cu cele cunoscute pe plan mondial. Elementele care necesită în continuare studii și cercetări sînt: creșterea capacității de prelucrare pe cuptor (realizat 35—36 t/h față de 42 t/h capacitate proiectată); îmbunătățirea sistemelor de captare a prafurilor, atît la hidroclon cît și la electrofiltre, îmbunătățirea indicilor calitativi și cantitativi de extracție a metalului.

b. Zăcămîntul de la Căpuș — Satra este situat la circa 20 km, vest de Cluj. Din punct de vedere mineralogic el este constituit din hidrohematit sub formă de oolite, slab cimentate, într-o masă de carbonați, cuarț și minerale argiloase. Dimensiunile oolitelor variază între 0,1 și 1,0 mm. Pe lîngă fier, oolitele mai conțin vanadiu izomorf și fosfor (tab. 1). Pe baza cercetărilor efectuate s-a construit o instalație de preparare a cărei capacitate finală va fi de 1 mil. t/an. După cum rezultă din schema prezentată în figura 2, în prezent fluxul tehnologic cuprinde: sfărîmarea minereului în mori cu ciocane, dezintegrare, măcinare, spălare, clasare, deșlamare, îngroșare și filtrare. Pentru faza finală de concentrare, cercetările au arătat că sînt posibile mai multe variante:

— separare magnetică uscată în cîmp puternic, după tehnologiile ICEMIN și Wedag;

— separare magnetică uscată în cîmp puternic, după tehnologia Filialei Academiei din Cluj;

— separarea magnetică umedă în cîmp puternic, după tehnologia Institutului de cercetări miniere din Praga;

— flotația inversă a îngroșatului de la hidrocicloane.

Studiul tehnico-economic întocmit de IPROMIN în anul 1965 arată ca mai economică aplicarea ultimei variante, fapt pentru care ICEMIN a efectuat în anul 1966 cercetări de flotație în fază pilot cu rezultate bune. S-au obținut concentrate cu 41—42% Fe, la recuperări în metal de 82%.

Prin actuala tehnologie de preconcentrare prin deșlamare (fără operația de concentrare) se obțin preconcentrate cu 37—38% Fe, cu o extracție în greutate de circa 75% la o recuperare în metal de 85—90%. Calitatea preconcentratului este dată în tabela 4.

c. Zăcămintele de la Ocna de Fier sînt constituite din trei sorturi de minereu cu conținuturi în fier și compoziție mineralogică diferită:

— sortul I cu conținut de peste 35% Fe;

— sortul II cu conținut cuprins între 28 și 32% Fe, acest sort fiind constituit din skarnuri cu magnetit și cu hematit;

— sortul III, cu conținut de 22—25% Fe, constituit de asemenea din skarnuri cu magnetit și skarnuri cu hematit.

Este de remarcat faptul că în sorturile II și III circa 50% din fierul total se găsește sub formă de silicați complecși, care nu pot fi îmbogățiți prin preparare mecanică.

Cercetările de preparare efectuate pînă în prezent au urmărit valorificarea minereurilor din sortul II. Acest sort de minereu cu skarnuri ca magnetit are aproape în exclusivitate ca element util magnetitul, iar ganga constituită din granați, cuarț, calcită. Concrescența dintre steril și util nu este prea înaintată ceea ce permite o preconcentrare a minereului granulat la 10—12 mm. Minereul conține circa 29% Fe, 24—28% SiO_2 și 24—26% CaO.

Pe baza cercetărilor de preparare efectuate în faza laborator și pilot, s-a construit o instalație de preparare avînd ca tehnologie, separare

Tabela 4

Indicii tehnologici realizaţi prin încercările de preparare a minereurilor din ţara noastră

Minereul	Rxtracţia în greutate, V,%	Extracţia în metal, m,%	Calitatea concentratului							
			Conţinutul, %						CaO + MgO	Granulometrie
			Fe	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	P	$SiO_2+Al_2O_3$	conc., mm
Teliuc + Ghelar	42	86,0	56	7	1,3	4,2	5,0	0,04	1,10	0—0,3
Căpuş Satra	56—57	86—87	49	5,5	3,3	4,0	2,0	0,55	0,70	0—1,0
Ocna de Fier (sortul II)	44	60,0	4,4	18	0,4	18,0	0,8	0,1	1,00	0—8
Lueta	48	91,0	52	19	2,5	2,0	0,5	0,07	0,11	0—0,25
Mădăraş	s-au efectuat cercetări informative									
Ruşchiţa	33	70,5	53	5,9	4,0	9,6	1,8	0,3	1,10	0—0,1
Delmita	în studiu la Institutul Geologic									
Băişoara — Remetea	în studiu la Institutul Geologic									
Căpuş Nord	52	87	43	18,4	2,7	5,4	1,8	0,22	0,33	0—1,0
Iulia	28	68	49	13,3	4,0	8,2	3,9	0,01	0,70	0—0,25
Gura Haiti	60	71,4	27	54,0	0,4	0,6	0,3	0,2	0,013	—
Palazu	32	71	53	20	2,0	3,0	—	0,05	0,13	0—0,1
Moneasa — Vaşcău	55—60	70	34—38	—	—	—	—	—	—	0—0,5
Ciungani — Căzăneşti	14—15	47—50	52*	12	1,8	4,5	1,8	0,01	0,65	0—0,20

* Concentratul mai conţine 0,4% V şi circa 10% Ti O_2

magnetică uscată în cîmp slab (fig. 3). Capacitatea acetei instalaţii este de circa 200 000 t/an minereu brut. Fluxul tehnologic cuprinde sfărîmarea minereului brut la 40—50 mm, clasarea pe un ciur vibrant şi resfărîmarea refuzului de la ciur într-un concasor Symons. Separarea magnetică uscată se efectuează în separatori tambur, cu diametrul de 500 mm şi intensitatea cîmpului magnetic de circa 1 000 Oë.

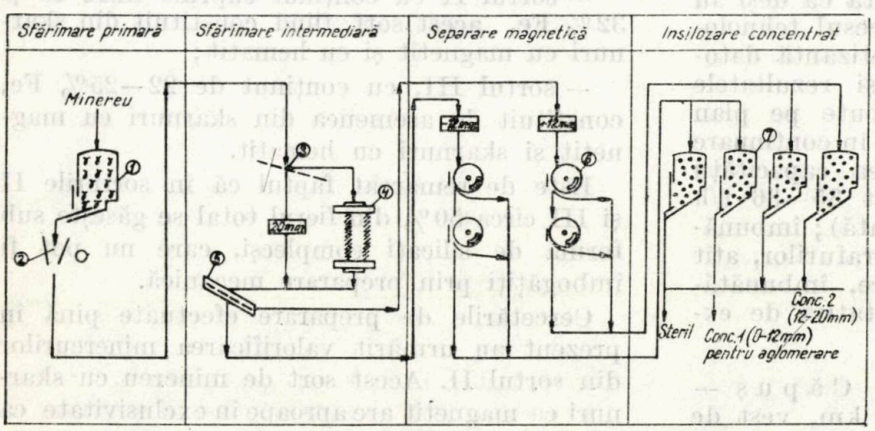


Fig. 3. Schema preparării minereului de la ocna de fier (sort II cu magnetit): *1* — siloz; *2* — concasor; *3* — ciur vibrant 30 mm; *4* — granulator conic Ø 900 mm; *5* — ciur Kalos; *6* — separatoare electromagnetice 1 000 Oe (I = 1 000 × 500); *7* — silozuri.

La instalaţia de preparare de la Ocna de Fier se obţin concentrate cu conţinut de circa 44% Fe, cu o extracţie în greutate de 44—45% şi la o recuperare de 60% faţă de fierul total, sau circa 90% faţă de fierul din mineralele utile.

Cercetările ICEMIN au prevăzut introducerea şi a unei faze finale de concentrare prin separare magnetică umedă în cîmp slab, după o măcinare la 0,5 mm. Concentratul final astfel obţinut are o calitate mult superioară celei obţinute în prezent în instalaţie, respectiv de circa 60—65% Fe, dar extracţia în greutate scade la 40%, iar cea de metal la circa 42% faţă de fierul total şi la circa 85% faţă de fierul extractibil.

Pentru sortul II de minereu cu skarnuri cu hematit s-au efectuat cercetări la ICEMIN atît pe linia prăjirii magnetizante şi separării magnetice cît şi pe linia flotaţiei. S-a recomandat fluxul cu prăjire magnetizantă pe baza căruia s-au obţinut concentrate cu 60% Fe, cu recuperări în metal de circa 38% faţă de fierul total şi de circa 80% faţă de fierul

din mineralele utile. În anul curent s-au reluat cercetările pe linia valorificării prin flotație.

d. Zăcămîntul de fier de la Lueta, are o mineralizație constituită din siderit și nisipuri sideritizate care dau minereului un caracter acid. În prezent, minereul exploatat, avînd un conținut de 25—27% Fe și 38—42% SiO_2, se clasează pe un ciur cu ochiurile de 10 mm și numai refuzul acestuia se livrează la uzina metalurgică Vlahița pentru furnalizare. Calitatea minereului prăjit este foarte redusă datorită în principal conținutului ridicat în silice 34—35%, deși conținutul în fier este de 38—39%.

În condițiile de exploatare și valorificare amintite este normal ca factorul economic să fie defavorabil deoarece extracția în greutate, prin depunerile pe halde a unei părți din minereul extras și pierderile la calcinare, scade foarte mult ajungînd la numai 40%, iar recuperarea în metal de numai 58%.

Exploatarea rațională a zăcămîntului de fier la Lueta a impus efectuarea de cercetări sistematice pentru stabilirea unei tehnologii optime de valorificare cu indici tehnologici superiori. Dintre tehnologiile de preparare studiate au dat rezultate bune tehnologia de separare magnetică după prăjire magnetizantă și flotația directă a sideritului din minereul brut. Cercetările de flotație în fază pilot au arătat că se poate obține un concentrat cu conținut de 38—39% Fe la o extracție în greutate de circa 46% și extracție în metal de 84%. La flotația minereului s-au folosit reactivi: silicat de sodiu 250—300 g/t; carbonat de sodiu 2 000—2 300 g/t și săpun sulfatic sau Soop-Stok 1 200—1 800 g/t ca reactiv colector.

Se prevede ca pe baza cercetărilor de flotație încheiate de ICEMIN cît și a celor de aglomerare, în curs de efectuare în colaborare cu ICEM, să se construiască o instalație de preparare cu o capacitate de circa 180 000 t minereu brut pe an, și astfel să se treacă la exploatarea rațională a zăcămîntului de fier Lueta.

e. Zăcămîntul de la Mădăraș este situat ca și cel de la Lueta în regiunea munților Harghita. În prezent se găsește în stadiul de cercetare geologică. Mineralizația este asemănătoare celei de la Lueta. Din punct de vedere chimic însă este superior, conținutul în fier fiind de circa 32—34% și mult mai reduse în silice (cca. 20%).

Pînă în prezent nu s-au efectuat decît cercetări informative de preparare pe o probă din carote. S-au obținut rezultate bune cu o tehnologie simplă de sfărîmare și preconcentrare în medii dense. O dată rezolvate problemele de hidrogeologie și de deschidere prin lucrări miniere a zăcămîntului se întrezărește și posibilitatea reală de valorificare a lui cunoscută fiind compoziția mineralogică și chimică a minereului care nu ridică probleme deosebite la prepararea mecanică cu obținerea de indici tehnico-economici superiori.

f. Mineralizații de fier în perimetrul Ruşchița

Din perimetrul Ruşchița fac parte zonele cu mineralizații de fier de la Vîrful Boului și Pîrîul cu Raci. Mineralele utile sînt constituite din magnetit fin impregnat cu skarn într-o masă de carbonați cu clorit, amfiboli, piroxeni, granați și cuarț. Concrescența maximă este de 0,1 mm.

Cercetările de separare magnetică umedă în cîmp slab au arătat că se pot obține concentrate cu un conținut de 53% Fe, cu extracții în greutate de 33% și cu recuperări în fier de circa 70%.

g. Mineralizațiile de fier de la Delnița și Băișoara — Runcu. Printre mineralizațiile de fier descoperite în ultimii ani de Comitetul de Stat al geologiei sînt și cele de la Delnița, din nordul Moldovei cu carbonați și oxizi de fier, precum și cele cu magnetit de la Băișoara — Runcu din apropiere de Turda. Ambele zone cu mineralizațiile respective se găsesc în fază de explorare geologică și de cercetări preliminare (de orientare) de preparare, pe probele colectate, la secția de preparare a Institutului Geologic.

Minereurile cu conținut sub 25% Fe

Din categoria zăcămintelor de minereuri cu conținut sub 25% Fe (denumite sărace) fac parte zăcămintele de la Căpuș Nord, Iulia, Gura Haiti, Palazu Mare, Moneasa Vașcău și Iazuri (șisturi cu impregnații de oxizi din Poiana Ruscă).

1. Zăcămîntul de la Căpuș Nord este asemănător din punctul de vedere al genezei cu zăcămîntul din zona sudică. Deosebirea constă în raportul constituenților mineralogici. Minereul din zona nordică este mai silicios (27—28% SiO_2), iar conținutul în fier mai redus (24—25% Fe).

Din cercetările de preparare efectuate în fază de laborator, care s-au axat pe patru tehnologii principale, s-au obținut indicii din tabela 5.

Zăcămîntul de la Iulia este situat în nordul Dobrogei. Mineralizația este formată din calcar dolomitizat, impregnat uniform cu diverse minerale. Fierul este legat de oligist mai puțin de limonit, hematit și magnetit. Dintre mineralele de gangă fac parte granații feruginoși, clorit și epidot.

Prin cercetările efectuate s-au obținut indicii prezentați în tabela 6.

Zăcămîntul de la Gura Haiti face parte din zona cu mineralizații de impregnații în formațiunile eruptive din regiunea munților Călimani. Explorările efectuate au pus în evidență o mineralizație de oxizi și

Tabela 5

Tehnologia	Produsul	Extracție în greutate, v,%	Conținut în fier, c%,	Extracție în metal, m,%
Sfărîmare selectivă urmată de separare magnetică uscată în cîmp puternic	concentrat	55—57	37—38	85
	steril	45—43	9	16
	alimentare	100	25	100
Prăjire magnetizantă urmată de separare magnetică umedă în cîmp slab	concentrat	40—41	50—52	84—86
	steril	46—45	7—9	16—14
	pierderi la calcinare	14	—	—
	alimentare	100	25	100
Preconcentrarea prin deșlamare	concentrat	73—74	32—33	90—91
	steril	27—26	9—10	10—9
	alimentare	100	25	100
Preconcentrare prin deșlamare urmată de separare magnetică umedă în cîmp puternic	concentrat	52—53	43	86—87
	steril	48—47	7—8	14—13
	alimentare	100	25	100

Tabela 6

Tehnologia	Produse	Extracție în greutate, v,%	Conținut în fier, c,%	Extracție în metal, m,%
Sfărîmare la 15 mm, prăjire magnetizantă și preconcentrare magnetică uscată în cîmp mediu, separare magnetică umedă în cîmp slab după măcinarea preconcentratului la 0,25 mm	concentrat	44—43	49	72—71
	steril la preconcentrare	16	6—7	5,5
	șlam	8,5	10—11	4,5
	steril total	56—57	10	28—29
	alimentare	100	27,2	100

hidroxizi de fier fin impregnați în tufuri andezitice, în special în fisuri.

Minereul este constituit dintr-o masă silicioasă impregnată cu hidroxizi de fier. Gradul de impregnare a mineralelor de fier variază în masa minereului, fapt care a impus să se studieze :

— preconcentrarea în suspensii grele și
— procedeul Krup-Renn.

Cercetările efectuate prin procedeul Krupp-Renn au arătat că pentru corectarea conținutului ridicat de SiO_2 (cca. 60% la minereul brut) în vederea obținerii unei zgure cu viscozitate dorită, este necesar un adaos de bauxită. Deficitul de bauxită și conținutul redus în fier (cca. 22%) face ca aplicarea acestui procedeu să fie neeconomică. Prin cercetările de preconcentrare în medii dense s-au obținut indicii tehnologici din tabela 7.

Tabela 7

Tehnologia	Produse	Extracții în greutate, v,%	Conținutul în fier, c,%	Extracții în metal m,%
Sfărîmare la 25 mm și preconcentrare în suspensii grele la = 2,8 kg/dm³	preconcentrat	60	27,0	71,4
	steril	40	15,7	28,6
	alimentare	100	22,5	100

Nici prin preconcentrare în suspensii grele rezultatele nu sînt mulțumitoare deoarece conținutul în silice din preconcentrat a rămas tot ridicat (cca. 54%). Pentru stabilirea posibilităților de valorificare a acestui zăcămînt, care parțial acoperă un zăcămînt de sulf, se necesită reluarea cercetărilor de preparare mecanică și chimică.

Zăcămîntul de la Palazu Mare este situat în partea de mijloc a Dobrogei, pe malul lacului Ovidiu. Minereul este constituit din magnetit sub formă de impregnație fină și omogenă într-o gangă formată din cuarț și șisturi cloritoase și amfibolice. Conținutul mediu al probei din carote supusă cercetărilor de preparare în fază laborator a fost de aproximativ 25—26% Fe și 48—50% SiO_2.

Indicii tehnologici obținuți sînt prezentați în tabela 8.

Tabela 8

Tehnologia	Produse	Extracție în greutate, v,%	Conținutul în fier, c,%	Extracția în metal m,%
Sfărîmare, măcinare la 0,1 mm, urmată de separare magnetică umedă în trei trepte	concentrat	36,5	53,0	75,0
	steril	63,5	10,0	25,0
	alimentare	100,0	25,35	100,0

Deși s-a lucrat pe cantități mici, s-a observat că minereul este ușor preparabil și ca atare, la o cercetare mai detaliată în faze superioare, rezultatele obținute — în fază laborator — sînt susceptibile de a fi îmbunătățite.

Zăcămîntul de la Moneasa-Vașcău-Călugări este situat în zona Bihor și are forma unor lentile neregulate. Mineralizația se prezintă sub formă de reziduuri concreționale de limonit și oxizi de mangan.

În urma lucrărilor de explorare efectuate s-a constatat că pîlniile de dizolvare sînt umplute cu argilă reziduală bogată în oxizi de fier și de mangan.

În urma cercetărilor de preparare s-au obținut indicii tehnologici prezentați în tabela 9.

Minereuri de fier complexe (cu conținuturi de elemente rare)

Din această categorie de minereuri, zăcămîntul cel mai important este cel de la Ciungani-Căzănești, situat în munții Droci și constituit

Tabela 9

Tehnologia	Produse	Extracția în greutate, v,%	Conținutul în fier, c,%		Extracția în metal, m,%	
			Fe	Mn	Fe	Mn
Spălarea în diferite condiții de lucru	concentrat	60	35	15—18	40—60	50—70
	steril	40	5	5—7	60—40	50—30
	alimentare	100	23	4—10	100	100
Prăjire magnetizantă urmată de separarea magnetică umedă în cîmp slab	concentrat	56	38	11	70	60
	steril	44	5,5	9	30	40
	alimentare	100	23,5	10,0	100	100

dintr-un gabrou cu impregnații de magnetit vanadifer, ilmenit și titano-magnetit vanadifer. Zăcămîntul este format dintr-un singur corp ce se întinde în direcție pe o lungime de circa 3 km și care în lățime depășește 300 m. Grosimea variază între 30 și 40 m. Ganga minereului este formată din feldspați, amfiboli și piroxeni care alcătuiesc împreună circa 80% din masa minereului. Ca și în cazul minereului de la Ocna de Fier, o parte din elementele utile (Fe și Ti) sînt legate și de mineralele de gangă.

Cercetările de preparare efectuate în anul 1966 au arătat că printr-o tehnologie combinată se pot obține concentrate separate de fier-vanadiu și de ilmenit cu caracteristici corespunzătoare, atît fabricării ferovanadiului, cît și pentru prelucrarea și fabricarea albului de titan. Rezultatele cercetărilor de preparare sînt prezentate în tabela 10.

ției de fontă (4,1 mil. tone la nivelul anului 1970) producția de minereuri de fier indigenă nu acoperă decît în proporție de circa 22% necesarul de metal pentru producerea fontei planificate. Adăugînd și circa 1 mil. tone de cenuși de pirită, care ar putea fi luate în considerare ca materie primă pentru siderurgie începînd din anul 1970, rămîne totuși un deficit de circa 5 mil. tone de minereu cu minimum 50% Fe.

Sinteza făcută privind stadiul actual al valorificării superioare prin preparare a minereurilor de fier indigene, precum și cunoașterea ultimelor realizări, în acest domeniu, pe plan mondial, duc la concluzia că în prezent nu au fost epuizate toate posibilitățile pentru creșterea ponderei de materii prime siderurgice din resurse interne. În acest context trebuie luate în considerare unele realizări și orientări, atît din domeniul practicii uzinale, cît și cel al cercetărilor, ca existența unor unități miniere și

Tabela 10

Tehnologie	Produse	Extracția în greutate, v,%	Fe	Conținut, c,% TiO_2	V	Extracții în metal m,% Fe			
						față de Fe total.	față de Fe mag.	TiO_2	V
Separare magnetică umedă în cîmp mediu urmată de flotația ilmenitului din produsul magnetic	concentrat de Fe—V	15,0	54,5	7,95	0,62	51,9	94,0	37,0	78,4
	concentrat de ilmenit	2,2	24,0	40,95	0,15	3,3	6,0	28,5	2,8
	steril final	82,8	8,56	0,136	0,02	44,8	—	34,5	18,8
	alimentare	100,0	15,8	3,26	0,11	100	100	100	100

În cele de mai sus am încercat să prezentăm succint stadiul preocupărilor pentru valorificarea superioară a minereurilor de fier indigene. Rezultatele concrete obținute în prepararea mecanică a minereurilor de fier autohtone sînt oglindite și în prevederile pentru perioada 1966—1970 (tab. 11), din care rezultă că în 1970 cantitatea de minereu de fier exploatată va fi de 3,4 mil. tone iar conținutul mediu al producției marfă livrat industriei siderurgice va depăși 47%Fe.

Cu toate acestea se constată faptul că în comparație cu planul de dezvoltare a producției de preparare, de capacități foarte mari, care exploatează și valorifică prin preparare și în mod economic minereuri provenite din zăcăminte sărace de fier și greu preparabile cît și tendința generală pentru valorificarea complexă a unor astfel de minereuri chiar și în țările cu resurse de minereuri de fier bogate. În cadrul acestei orientări, un interes deosebit îl prezintă pentru economia noastră zăcămintele de la Palazu Mare și Ciungani — Căzănești, pentru care este necesară adîncirea cercetărilor tehnologice.

Tabela 11

Dinamica de dezvoltare a producției de minereuri de fier în perioada 1966 — 1970

Unitatea	Cantitatea în mii tone	1966	1967	1968	1969	1970
TELIUC	Minereu brut	1 235	1 350	1 405	1 405	1 405
	Minereu marfă	651	585	590	590	590
	Fier	308	317	324	324	324
GHELAR	Minereu brut	383	410	500	600	700
	Minereu marfă	361	174	212	257	300
	Fier	113	95	116	140	164
OCNA DE FIER	Minereu brut	230	230	230	230	230
	Minereu marfă	108	108	108	108	108
	Fier	43,6	43,6	43,6	43,6	43,6
LUETA	Minereu brut	65	65	65	65	65
	Minereu marfă	40	40	40	40	40
	Fier	14,4	14,4	14,4	14,4	14,4
CAPUS	Minereu brut	660	700	800	1 000	1 000
	Minereu marfă	480	500	585	730	730
	Fier	181	190	222	278	278
TOTAL	Minereu brut	2 575	2 755	3 000	3 300	3 400
	Minereu marfă	1 640	1 407	1 537	1 725	1 770
	Fier	660	660	720	800	825
Conținut mediu în Fe în producția marfă, %		40	47	47	47	47

Aplicarea procesului tehnologic prin flotare a minereurilor de fier, pe scară din ce în ce mai mare, cît și rezultatele practice obținute pe minereurile autohtone, impun reluarea cercetărilor de preparare prin flotație a minereurilor de tipul celor de la Căpuș Nord, Gura Haiti, Iulia și Vașcău.

Separarea magnetică în cîmp puternic, aplicată cu rezultate foarte bune, se impune a fi reaplicată în faza de cercetare pentru prepararea minereurilor de la Căpuș Nord, Vașcău-Moneasa, Iulia și altele.

În afara eforturilor ce trebuie făcute pentru creșterea cantitativă a producției de minereuri de fier, o sarcină deosebită pentru cercetătorii din ICEMIN și specialiștii din uzinele Teliuc și Căpuș este creșterea calității concentratelor și îmbunătățirea indicilor tehnologici de preparare la uzinele respective.

Perfecționarea utilajelor de preparare și introducerea de utilaje noi constituie un alt aspect al preocupărilor majore pentru îmbunătățirea indicilor cantitativi și calitativi de preparare a minereurilor de fier cît și pentru lărgirea bazei de materii prime valorificabile tehnico-economic.

În perioada actuală și în viitor, cînd producția de fontă și oțel cunoaște o dezvoltare fără precedent în condițiile în care conținutul de fier exploatabil scade de la an la an, se impune luarea din timp a unor măsuri speciale în ceea ce privește specializarea de cadre și achiziționarea de aparatură și utilaje moderne pentru reluarea de urgență a cercetărilor de valorificare a minereurilor sărace de fier din țara noastră.

Criteriile de interpretare a eficienței economice a rentabilității de valorificare a minereurilor de fier vor fi expuse în partea a treia.

Reprezentare octaedrică a chimismului și paragenezelor minerale în metamorfismul de contact

Dr. ing. GH. MASTACAN

În aureola de contact a masivelor intrusive, cel mai răspîndit sistem chimic și în același timp și cel mai sensibil față de variația factorilor metamorfici — presiune și temperatură — cauzați de un bazin magmatic (intrus într-un complex de roci sedimentare), este sistemul constituit din fazele :

$$SiO_2 - \underset{(Fe_2O_3)}{Al_2O_3} - CaO - \underset{(FeO)}{MgO}$$

Din punct de vedere petrografic aceste faze corespund următoarelor tipuri de roci sedimentare :

(SiO_2)...corespunde gresiilor
$(SiO_2)CaOCO_2$ ... corespunde gresiilor calcaroase
(Al_2O_3)...în sensul cel mai larg corespunde argilelor, respectiv șisturilor argiloase a căror formulă generală poate fi considerată $[(Al_2(Fe_2) - - Al_4\ (CaMgFe)\ (NaK)\ (OH_2 - OH_8)\ (Si_4O_{10}) + + n\ H_2O)]$ sau marnelor în a căror componență mai intră și $CaOCO_2$.
(CaO)...corespunde calcarelor ($CaO.CO_2$) mai mult sau mai puțin pure și în sfîrșit
(MgO)... corespunde dolomitelor $CaMg(CO_3)_2$ de asemenea mai mult sau mai puțin pure.

Trebuie observat de la început că sistemul natural petrografic, în mod inițial, mai poate conține printre altele și substanțe alcaline, mai ales în argile, pînă la 6% (poate mai mult), sau chiar alte impurități.

Cum în majoritatea studiilor științifice se utilizează în scopuri practice și teoretice metoda modelării, ne-am propus, în vederea unei mai ușoare înțelegeri a reacțiilor ce se petrec în metamorfismul de contact precum și a unei mai bune interpretări, să repartizăm sistemul chimic de mai sus la colțurile unui octaedru, pe care să-l numim *octaedrul de concentrație.*

Deoarece modelul ales posedă șase colțuri și sistemul chimic este constituit numai din patru faze, apare necesar ca la două colțuri ale octaedrului de concentrație să mai repartizăm încă două faze care, în mod natural, subzistă cu prisosință în sedimente.

Aceste două faze sînt : prima FeO în care rolul principal îl au ionul de Fe″ depus în medii sărace sau fără oxigen, adesea cu concursul microorganismelor [1]. Acesta datorită noilor condiții fizico-chimice survenite în sedimente prin intruziunea magmatică poate foarte ușor înlocui ionul de Mg din sărurile sale. Cea de-a doua fază CO_2, aflată cantitativ din abundență în materialele carbonatate de natura calcarelor, dolomitelor, rocilor argilo-calcaroase, sau în mixtura intimă dintre calcar și argilă (rocile marnoase), poate determina în urma acelorași cauze, faze și fenomene specifice metamorfismului de contact.

Așadar în mod grafic cele șase faze ale acestui sistem pot fi reprezentate ca în figura 1.

În această reprezentare considerăm că nu este lipsit de interes să scoatem în evidență de la început faptul că repartizarea în diagonală a radicalilor acizi SiO_2 și CO_2, la vîrfurile octaedrului, apare convenabilă, deoarece curba de echilibru a reacției dintre CaO. CO_2 (calcit) și SiO_2 (cuarț), două minerale foarte comune în aureola de contact a masivelor intrusive, se soldează conform reacției de mai jos totdeauna antagonist unul față de celălalt în raport cu presiunea și temperatura :

$$CaCO_3 + SiO_2 \underset{\text{P. ridicată, T. scăzută}}{\overset{\text{P. scăzută, T. ridicată}}{\rightleftharpoons}} CaSiO_3 + CO_2$$

Reprezentarea astfel modelată oferă o serie de avantaje față de reprezentările cunoscute, în triunghi sau în tetraedru. Reprezentarea octaedrică dă posibilitatea unor interpretări teoretice și practice imediate, deoarece printr-o astfel de modelare se creează domenii de existență și de reacție aproape net separate, care corespund, după cum vom vedea mai jos, cu cele din natură sau cu cele studiate în mod teoretic.

Mai mult, reprezentarea oferă avantajul de a fi extinsă, prin înlocuirea unor faze și la alte sisteme ce pot fi alese după necesitate și ușor studiate în laborator. Din interpretarea datelor experimentale pot să rezulte cu siguranță importante consecințe practice.

În adevăr, observînd octaedrul de concentrație din figura 1 constatăm că planul principal orizontal al octaedrului, aflat perpendicular pe axa ce unește cei doi oxizi acizi : unul solid (SiO_2) și celălalt gazos (CO_2) este delimitat de oxizii metalici : CaO ; Al_2O_3 (respectiv Fe_2O_3) *) MgO ; FeO.

Acesta este planul în care există și reacționează oxizii între ei, dînd naștere spinelelor, sau în care unele elemente (Fe și Mg), avînd posibilitatea geochimică de substituire reciprocă în raporturi complet cantitative, pot duce la serii izomorfe.

Acesta este în același timp și planul care, practic separă partea superioară a octaedrului

*) Fe_2O_3 există în două modificații ca și Al_2O_3 și posedă aceeași structură.

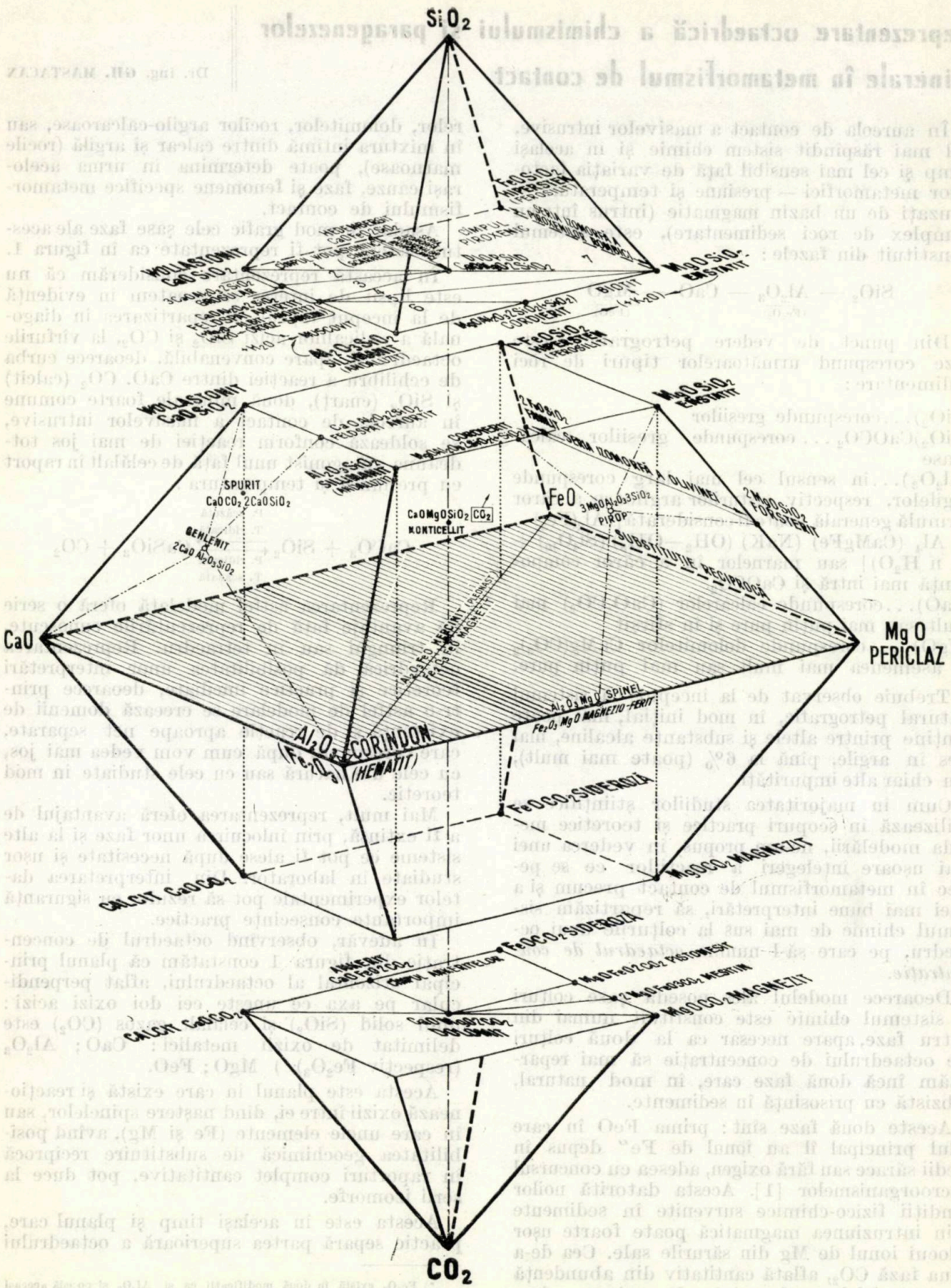

SiO2
WOLLASTONIT
CaO SiO2
MgO SiO2
ENSTATIT
FeO SiO2
HIPERSTEN
(FEROSILIT)
CIMPUL PIROXENIC
WOLLASTONIT
CaO SiO2
MgO SiO2
ENSTATIT
FeO SiO2
HIPERSTEN
(FEROSILIT)
SPURIT
CaO CO2 2CaO SiO2
GEHLENIT
2CaO Al2O3 SiO2
CaO Mg O SiO2 CO2
KONTICELLIT
FeO
3MgO Al2O3 3SiO2
PIROP
2MgO SiO2
FORSTERIT
SUBSTITUTIE RECIPROCA
CaO
Mg O
PERICLAZ
Al2O3 CORINDON
(Fe2O3)
(HEMATIT)
Al2O3 Mg O SPINEL
Fe2O3 Mg O MAGNETIO-FERIT
FeO CO2 SIDEROZA
MgO CO2 MAGNEZIT
CALCIT CaO CO2
CO2

Fig. 1

în care au loc numai reacţiile SiO_2 şi ale combinaţiilor sale — silicaţii; de partea inferioară a octaedrului în care îşi desfăşoară reacţiile numai CO_2 şi combinaţiile sale — carbonaţii.

În ambele cazuri octaedrul de concentraţie dă posibilitatea ca reacţiile să fie urmărite în şase triunghiuri din care cîte patru triunghiuri marginale care delimitează feţele octaedrului la partea sa superioară şi inferioară, iar alte cîte două triunghiuri aflate în interiorul bipiramidelor.

Să ne ocupăm acum de domeniul piramidei superioare, acela de existenţă şi de reacţie a SiO_2 şi a silicaţilor.

Acesta la rîndul său se împarte în alte două sub domenii printr-un plan orizontal median, delimitat de o serie de faze ce rezultă, foarte simplu, din reacţiile ce se efectuează în raportul de moleculă la moleculă dintre SiO_2 şi oxizii metalici aflaţi la colţurile planului principal orizontal al octaedrului.

Acest plan median are la colţurile sale următoarele faze chimico-mineralogice: $CaO.SiO_2$ (Wollastonit); $Al_2O_3SiO_2$ (Silimanit-Andaluzit) $MgO.SiO_2$ (Enstatit) şi $FeO.SiO_2$ (Hipersten-Ferosilit?).

În primul subdomeniu, de formă piramidală, aflat deasupra acestui plan există şi reacţionează SiO_2. Din această cauză el a fost denumit *subdomeniu de reacţie al* SiO_2; aici iau naştere la temperaturi mari şi presiuni oarecum constante dar totuşi mari, silicaţii bogaţi în SiO_2.

În cel de-al doilea subdomeniu, de forma unui trunchi de piramidă, denumit *subdomeniul de reacţiune al silicaţilor* există şi reacţionează silicaţii. Aici iau naştere, în condiţii variate de presiuni şi temperaturi, silicaţi mai bogaţi în oxizi metalici.

În planul median al piramidei superioare, aflat la limita dintre aceste două subdomenii, se desfăşoară cele mai multe şi interesante reacţii izochimice dintre silicaţi, creînd astfel faze stabile la temperaturi înalte şi presiuni variabile.

La acest nivel sînt posibile însă şi alte reacţii în care aportul de substanţă, în special alcalină, determină caracterul izomorf al mineralelor cu aport de substanţă, cazul feldspaţilor (fig. 1), sau fără aport de substanţă, cazul piroxenilor ortorombici pe linia $MgO.SiO_2$ (Enstatit) — $FeOSiO_2$ -Hipersten (Ferosilit) sau al celor monoclinici pe linia $CaO.MgO2SiO_2$ (Diopsid) $CaO.FeO2SiO_2$ (Hedembergit), sau în cele din urmă chiar apariţia altor minerale noi ca de exemplu: a micelor albe sau negre, a cloritelor sau a altor minerale.

În scopul unor uşoare observaţii ale reacţiilor ce se pot efectua la acest nivel, am distanţat cele două subdomenii, lăsînd un spaţiu gol între ele, în care să putem trece eventualele aporturi de substanţă, precum şi rezultatele finale ale unor ecuaţii chimice care pot avea loc în aceste condiţii aici.

Dacă considerăm acum aparte nivelul median al piramidei superioare şi încercăm să stabilim chimismul fazelor ce apar pe laturile *subdomeniul de reacţie al* SiO_2 constatăm că:

1) În sistemul binar $CaOSiO_2$ (Wollastonit) $-Al_2O_3SiO_2$ (Sillimanit-Andaluzit) dacă reacţia se petrece în raportul de moleculă la moleculă se obţine faza $CaOAl_2O_32SiO_2$ (Feldspatul-Anortit).

Dacă această fază reacţionează cu Wollastonitul după reacţia: $2(CaOSiO_2) + +CaOAl_2O_32SiO_2 = 3\,CaOAl_2O_33SiO_2 (+SiO_2)$ rezultă granatul grosular.

2) În sistemul binar $Al_2O_3SiO_2$ (Sillimanit — Andaluzit)-$MgOSiO_2$ (Enstatit) dacă reacţia se petrece de asemenea în raportul de moleculă la moleculă se obţine faza numită cordierit: $MgOAl_2O_32SiO_2$ $(+SiO_2)$ Cordieritul.

Acesta, din cauza unui surplus de sarcină electrică, compensat prin înlocuirea unui ion de siliciu (aflat în exces în acest subdomeniu) cu un ion de aluminiu, capătă următoarea formă Mg_2Al_3 $(AlSi_5O_6)$.

3) In sistemul binar $MgOSiO_2$ (Enstatit)— $FeOSiO_2$ (Hipersten) reacţia dintre prima şi ultima fază duce la seria izomorfă a piroxenilor ortorombici în care după conţinutul în fier se pot distinge varietăţi cu 90—100% FeO SiO_2 (Ferosilit?)

4) În sistemul binar $FeOSiO_2$ (Hipersten) — $CaOSiO_2$ (Wollastonit) reacţia în raportul de moleculă la moleculă duce la apariţia fazei $CaOFeO2SiO_2$ (Hedembergit).

După stabilirea acestor faze, apare deosebit de interesantă, din punct de vedere aplicativ, suprafaţa de bază a *subdomeniului de reacţie al* SiO_2.

În adevăr, dacă fazele se unesc în această suprafaţă, aşa cum arată figura 1, se obţine o serie de şapte cîmpuri din care şase cu aspect triunghiular şi unul cu aspect trapezoidal.

Cîmpurile cu aspect triunghiular se repartizează unui grup de roci generate de metamorfismul de contact de tipul skarnelor şi corneenelor, iar cel cu aspect trapezoidal — cîmpul 7 — unui grup de minerale care, pe lîngă faptul că îşi leagă originea de procesele magmatice, ele rezultă preponderent şi în condiţiile metamorfismului termic şi uneori chiar regional.

Acest grup de minerale aparţine piroxenilor izomorfi cu simetrie ortorombică şi variatei serii izomorfe a piroxenilor monoclinici.

Este de observat că la centru acestei suprafeţe apare faza $CaOMgO2SiO_2$ (Diopsidul), ca un rezultat al reacţiei directe în raport de 1 : 1 dintre fazele $CaOSiO_2$ (Wollastonit) — $MgOSiO_2$ (Enstatit) (considerate ca făcînd parte dintr-unul din triunghiurile interioare).

Dar aici apare interesant să subliniem şi alte aspecte ale existenţei acestui cîmp ca de exemplu: reacţia ce se poate efectua direct între fazele $CaOFeO2SiO_2$ (Hedembergit) şi Al_2O_3 $MgO2SiO_2(+SiO_2)$ (Cordierit) care se soldează cu apariţia Piroxenului monoclinic:

Augitul: $CaOMgOFeOAl_2O_34SiO_2(SiO_2)$

În molecula acestuia apar evidente: molecula Diopsidului şi moleculele Sillimanitului şi Hiperstenului (Ferosilitul). De asemenea reacţia dintre fazele: Feldspatul anortit şi Piroxenii ortorombici duce la molecula Augitului în care,

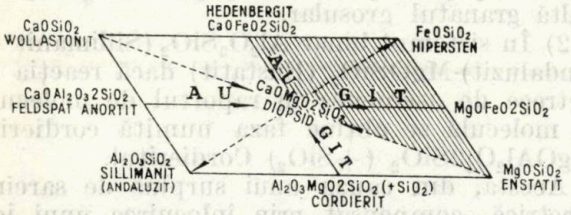


Fig. 2

în aceeaşi măsură, se remarcă din nou aceeaşi moleculă a Diopsidului şi a piroxenului ortorombic.

În figura 2 se arată că la nivelul acestui plan sînt posibile şi reacţiile cu aport de substanţă.

Dacă paragenezele minerale în cadrul metamorfismului termic fără aport de substanţă (metamorfismul caustic) sînt dictate efectiv de temperatură şi reacţiile dintre faze au loc în mod izochimic; tot aşa de bine pot fi puse în evidenţă şi paragenezele metamorfismului de contact cu aport de fluide variate, prin reacţiile ce se efectuează între fazele existente şi aportul de substanţă la temperatură ridicată sau scăzută. De exemplu: în sistemul binar $CaOSiO_2$ (Wollastonit)—Al_2O_3 SiO_2 (Sillimanit-Andaluzit) reacţia în raportul 1 : 1 a acestor faze a dus, după cum s-a văzut, la apariţia Anortitului ($CaOAl_2O_32SiO_2$). Acesta poate să reacţioneze în prezenţa SiO_2 cu o fază fluidă alcalină, în speţă potasică şi să dea naştere Ortozei ($K\,Al\,Si_3O_8$). Ortoza, reacţionînd apoi în prezenţa apei cu faza deja existentă $Al_2O_3SiO_2$ (Silimanit-Andaluzit), duce la reacţiile de mai jos, al căror echilibru spre dreapta sau spre stînga se stabileşte în condiţiile de temperatură indicate de săgeţi:

$$\underset{\text{ortoză}}{KAlSi_3O_8} + \underset{\substack{\text{Sillimanit}\\ \text{Andaluzit}}}{Al_2O_3SiO_2} + H_2O \underset{\text{la temperatură ridicată}}{\overset{\text{la temperatură scăzută}}{\longleftrightarrow}} \underset{\substack{\text{muscovit}\\ \text{+ cuarţ}}}{H_2KAl_3Si_3O_{12} + SiO_2}$$

Dacă în cadrul aureolei de contact faza fluidă conţine sodiu în loc de potasiu şi aceasta reacţionează la nivelul planului median cu acelaşi feldspat anortitic atunci sodiul intrînd în compoziţia Anortitului poate să ducă la formarea unor feldspaţi din ce în ce mai sodici, ce s-ar încadra în cele din urmă în seria izomorfă a feldspaţilor calcosodici. Evident că aceştia apar atunci în locul feldspatului anortitic rezultat mai înainte din sistemul binar Wollastonit — Sillimanit (Andaluzit).

Aportul de substanţă putînd fi lichid (cu substanţe chimice de naturi diferite) sau gazos, pot lua naştere aici minerale cu diferite componenţe chimice sau cu diferite feluri de substanţe volatile în compoziţia lor.

Considerînd acum aparte cîmpurile triunghiulare parţiale aflate în suprafaţa de bază a subdomeniului de existenţă şi reacţiune a SiO_2, constatăm că acestea se suprapun peste o serie de parageneze naturale compuse din cel puţin cîte trei minerale ± cuarţ, corespunzînd următoarelor tipuri de roci:

— *Cîmpul triunghiular 1* cu vîrfurile în fazele Wollastonit — Diopsid-Hedembergit aparţine, dacă s-ar putea spune, numai Wollastonitului.

În adevăr dacă privim pe figura 2 constatăm prezenţa Wollastonitului în toate vîrfurile triunghiului cu observaţia că pe latura Diopsid-Hedembergit, există tot timpul amestecul seriei izomorfe a piroxenilor ortorombici cu Wollastonitul. Dar nu numai atît, întregul sistem binar Diopsid—Hedembergit constituie seria izomorfă a piroxenilor monoclinici, Salitul fiind termenul intermediar. Cîmpul triunghiular 1 aparţine skarnelor, cu preponderenţa piroxenilor monoclinici, la care, bineînţeles se mai pot adăuga şi minerale ce se ivesc în aureola de contact ca o consecinţă a eventualelor reacţii dintre soluţii şi mineral componente ale cîmpului.

— *Cîmpul triunghiular 2* cu vîrfurile în fazele $CaOSiO_2$ (Wollastonit) — $CaOMgO2SiO_2$(Diopsid) — $3CaOAl_2O_33SiO_2$ (Grosular) — Cuarţ.

Dacă în prezenţă se găsesc şi substanţe volatile (F, OH), aşa cum am arătat mai sus, atunci acestea, reacţionînd în sistemul binar Wollastonit — Grosular, duc la formarea Vesuvianului $Ca_3Al_2(SiO_4)_2OH(F)_4$.

— *Cîmpul triunghiular 3* cu vîrfurile în fazele Grosular-Diopsid-Plagioclaz (± Ortoz) — Cuarţ. Acest cîmp se suprapune în mod natural peste corneenele cu aceeaşi parageneză mineralogică.

— *Cîmpul triunghiular 4* cu vîrfurile în fazele Plagioclaz (Ortoz) — Diopsid-Piroxen rombic (± Biotit) — Cuarţ. În acest cîmp se poate întîmpla ca în sistemul binar Diopsid-Piroxen ortorombic, care se include în sistemul ternar de mai sus, să se formeze, cînd condiţiile fizice permit, Augitul: $(Fe\,Mg)\,Ca\,(Si_2O_6)$ ±Al. Cîmpul cuprinde corneenele cu plagioclaz, piroxen ortorombic şi Diopsid; poate de asemenea să includă chiar roci din categoria şis-

turilor cristaline, gneise cu Augit, care apar de altfel cu o frecvență destul de rară.

— *Cîmpul triunghiular 5* cu vîrfurile în fazele Plagioclaz (Ortoza)-Piroxen rombic-Cordierit (Biotit)-Cuarț. Cîmpul cuprinde corneenele cu plagioclaz-piroxen ortorombic și cordierit sau gneisele cu plagioclaz sau alte tipuri de roci cu parageneză încadrată în acest cîmp. Dacă condițiile fizice permit, în sistemul binar: Plagioclaz-Piroxen ortorombic, care aparține acestui triunghi, echilibrul se poate modifica conform reacției: Plagioclaz + Piroxen ortorombic $\leftrightarrows$ Cuarț + Biotit.

De obicei la rocile de tipul corneenelor echilibrul este dirijat mai mult spre dreapta.

— *Cîmpul triunghiular 6* cu vîrfurile Plagioclaz (Ortoză) - Cordierit - (Biotit) - Sillimanit (Andaluzit) - Cuarț. După cum se vede cîmpul cuprinde de obicei rocile cu cele mai aluminoase minerale. Astfel de roci sînt: Corneenele cu Andaluzit sau Corneenele cu Andaluzit si Cordierit, sau Corneenele cu toate componentele cîmpului triunghiular.

Tot în acest cîmp pot fi încadrate și gneisele cu Sillimanit sau altele.

În aceeași suprafață de bază a subdomeniului de existență și reacție a SiO_2 s-a remarcat deja mai sus un cîmp — cîmpul 7 — de formă trapezoidală. Acesta cuprinde importantul grup al mineralelor metasilicatate — piroxenii. Ei formează o serie izodimorfă cu modificațiile rombice și monoclinice. Piroxenii care prezintă cationi cu aceeași dimensiune se distribuie, după baza cea mai mare a trapezului, de-a lungul liniei $MgO.SiO_2$ — $FeOSiO_2$, formînd seria izomorfă a piroxenilor rombici: Enstatit — Hipersten, iar cealaltă serie se distribuie după baza cea mai mică a trapezului, constituind seria izomorfă a piroxenilor monoclinici: Diopsid — Hedembergit, din componența cărora nu lipsește molecula Wollastonitului.

Nu este lipsit de interes să subliniem cu această ocazie faptul că în acest cîmp (fig. 2) al Clinopiroxenilor, molecula Wollastonitului joacă un rol important în formarea celorlalți piroxeni monoclinici de tipul Augitului, Pigeonitului, Omfacitului și Fassaitului (în compoziția ultimilor doi intrînd și Fe^{+3}).

Pe de altă parte trebuie luat în considerație și faptul că metalele alcaline: Litiul și Sodiul din diversele fluide care circulă în aureola de contact, în cîmpul Wollastonitului, pot lua locul calciului concurînd la formarea Egirinului, Spedumenului și Jadeitului sau că Manganul intrînd în componența acestui complex piroxenic în locul dubletei Mg — Fe poate duce la formarea Iohansenitului etc.

La nivelul planului median al piramidei superioare aportul de substanță alcalină de exemplu potasică mai este în măsură să reacționeze cu mineralele sistemului binar al piroxenilor ortorombici pentru a da naștere biotitului conform reacției:

Cordierit + Piroxen ortorombic + $K_2O \rightarrow$ Biotit.

Produsul acestei reacții este capabil să apară în sistemul binar sau chiar să-i ia locul.

În cel de-al doilea subdomeniu, de forma unui trunchi de piramidă, iau naștere deobicei silicați mai bogați în oxizi metalici.

În orice caz este necesar să menționăm că reacțiile ce se petrec aici sînt numaidecît urmările unor variate condiții fizice.

Dacă în subdomeniul de existență și reacție a SiO_2 reacțiile s-au petrecut în cadrul unei temperaturi ridicate și a unei oarecare presiuni; în acest subdomeniu denumit *al reacției silicaților*, mineralele ce se formează sînt funcții dependente de ambii factori fizici.

Considerînd mai întîi temperatura ridicată și presiunea variabilă ne putem situa în două cazuri , astfel:

a. În fața delimitată de fazele $Al_2O_3SiO_2$ (Sillimanit - Andaluzit) $MgOSiO_2$ (Enstatit) — Al_2O_3 (Fe_2O_3) (Corindon) — MgO (Periclaz), care face parte integrantă din fața marginală triunghiulară a piramidei superioare: SiO_2 (Cuarț) — Al_2O_3 (Corindon) — MgO (Periclaz) ia naștere, în condiții de temperatură ridicată și numaidecît a unei presiuni foarte mari, sub planul care desparte cele două subdomenii, granatul Pirop. Acesta, după cum se vede și din figura 1 ia naștere din reacțiile ce se stabilesc în aceste condiții de temperatură și presiune foarte mare: între (1 mol) Cordierit + + (2 mol) Enstatit + (2 mol) Forsterit + (1 mol) Spinel $\rightleftarrows$ 6 MgO 2 Al_2O_3 6 SiO_2 = = 3 MgO Al_2O_3. 3SiO_2.

Reacția are, după cum se vede, caracter de reversibilitate. Aceasta înseamnă că scăderea presiunii trece din nou echilibrul de partea fazelor aflate pe laturile feței ce aparține subdomeniului de existență și reacție al silicaților.

b) În mod asemănător se petrec reacțiile în fața delimitată de fazele $CaOSiO_2$ (Wollastonit) — $Al_2O_3SiO_2$ (Sillimanit) — $CaO(CO_2)$ $Al_2O_3(Fe_2O_3)$ Corindon, care face parte integrantă din fața marginală triunghiulară a piramidei superioare SiO_2 (Cuarț) — CaO (CO_2) — Al_2O_3 (Corindon), numai că în acest caz păstrîndu-se temperatura ridicată presiunea trebuie să fie mult scăzută în așa fel încît ea să fie favorabilă apariției Gehlenitului (2 CaO Al_2O_3 SiO_2). Acesta, după cum se vede din figura 1, apare din reacțiile ce se stabilesc în asemenea condiții între (1 mol) CaO SiO_2 (Wollastonit) + (1 mol) $CaOAl_2O_32SiO_2$ (Anortit) + 4 mol $CaO(CO_2)$ + + 2 mol Al_2O_3 (Corindon) $\rightleftarrows$ 6, CaO.3 Al_2O_3 3SiO_2 = = 2 $CaOAl_2O_3$ SiO_2. Reacția are și în acest caz caracter de reversibilitate. Ridicarea presiunii urmează să stabilească din nou echilibrul fazelor aflate pe laturile care delimitează fața trapezoidală, ce aparține trunchiului de piramidă din acest subdomeniu.

În ceea ce privește variația celui de-al doilea factor, temperatura, se poate remarca de exemplu că: Monticelitul ($CaOMgOSiO_2$), un mineral a cărui existență este posibilă în triunghiul interior SiO_2 (Cuarț) — CaO (CO_2) — MgO (Periclaz) în condițiile unei temperaturi scăzute (fig. 1), la o temperatură ridicată însă nu mai poate subsista și în asemenea condiții își găsește loc în echilibrul din care s-a născut conform reacției (1 mol) CaO MgO $2SiO_2$ (Diopsid) + (1 mol) 2 MgO SiO_2 (Forsterit) + + 2 CaO (CO_2) $\rightleftarrows$ 3 CaO 3 MgO 3 SiO_2 = = CaO MgO SiO_2.

Reacția apare posibilă deci spre dreapta la temperatură scăzută și spre stînga la temperatură ridicată.

Deosebit de interesante apar însă reacțiile ce se efectuează în fața trunchiului de piramidă MgO. SiO_2 (Enstatit) — $FeOSiO_2$ (Hipersten — Ferosilit) — FeO — MgO (Periclaz). Trebuie menționat de la început că această arie face parte din fața marginală a piramidei SiO_2 (Cuarț) — FeO — MgO (Periclaz) în care atît fierul bivalent și magneziul, cît și sărurile lor substituindu-se în amestec izomorf stăpînesc aria triunghiului. Deopotrivă însă ambii sînt subordonați bioxidului de siliciu. În adevăr această față este delimitată la partea superioară de seria liniară izomorfă a piroxenilor ortorombici. Seria este reprezentată prin substituția reciproc cantitativă a metasilicaților de fier și magneziu.

Sub această serie, la jumătatea feței de trunchi de piramidă, apare o altă serie liniară de asemenea izomorfă a Forsteritului ($2MgO.SiO_2$) — Fayalitului ($2FeO.SiO_2$), respectiv a ortosilicaților rombici de magneziu și fier. Aceasta este seria izomorfă a olivinei.

Remarcăm că această reprezentare stabilește în cadrul acestei fețe reacțiile dintre SiO_2 — FeO — MgO în sensul că la un conținut mai mare de SiO_2 aflat în aureola de contact se nasc și se stabilesc relații cristalochimice între Metasilicați, iar atunci cînd aureola de contact este mai săracă în SiO_2 apar de asemenea relații cristalochimice, însă de data aceasta între Ortosilicați (seria olivinei).

Nu ar fi poate lipsit de interes să menționăm că această față ar putea pune în evidență și alte relații ca de pildă acelea care s-ar ivi între aceste componente și eventualele substanțe aflate în prezență în aureola de contact (ca de exemplu manganul, substanțe alcaline sau altele).

Revenind la planul principal orizontal al octaedrului aflat, după cum se vede, perpendicular pe axa ce unește cei doi oxizi acizi SiO_2 și CO_2 constatăm că componentele chimice care-l delimitează se găsesc din abundență în aureola de contact, închise în sistemele petrografice deja amintite. Acestea dacă nu sînt saturate cu SiO_2, sînt saturate cu CO_2. Considerînd planul delimitat, numai de oxizi metalici se observă că la nivelul lui reacțiile dintre ei duc la fazele finale recunoscute ca minerale de contact, mai mult chiar, produsele lor constituie serii izomorfe de minerale cubice în care Fe″ se substituie prin Mg, iar F‴ prin Al, dînd naștere astfel diverselor varietăți de oxizi dubli. Aceștia se formează, de obicei la temperaturi înalte și presiuni mari.

Astfel, pe latura Al_2O_3 [Corindon (respectiv Fe_2O_3)] — MgO (Periclaz) iau naștere în raportul de 1 : 1 Spinelul (Al_2O_3. MgO) (respectiv Magnezioferitul — Fe_2O_3 MgO).

Pe latura MgO (Periclaz) — FeO au loc tot timpul reacțiile de substituție ale Magneziului prin fierul bivalent, eventual ale manganului prezent și el în aureola de contact sub o formă sau alta.

Calitatea funcțională a fier-magneziului, imprimată la nivelul acestui plan, oferă posibilitatea efectuării unor reacții de dublu schimb recunoscute dealtfel calitativ și cantitativ foarte des în natură, atît deasupra acestui plan, în domeniul silicaților, cît și dedesubtul lui, în domeniul carbonaților.

În interiorul planului reacțiile duc, așa după cum arată fig. 1 la apariția Hercinitului (Pleonastului) (Al_2O_3 FeO) sau a Magnetitului (Fe_2O_3FeO) dacă Al_2O_3 este înlocuit prin Fe_2O_3 (Hematit).

În fine acest plan separă net suprafețele de acțiune ale echilibrelor silicatate, de suprafețele de acțiune ale echilibrelor carbonatate.

În continuare, ocupîndu-ne de domeniul piramidei inferioare a octaedrului de concentrație, constatăm că acesta aparține existenței și reacției CO_2 și carbonaților.

Acesta la rîndul său este împărțit ca și domeniul piramidei superioare în alte două subdomenii printr-un plan orizontal median, delimitat de o serie de faze ce rezultă din reacțiile care se efectuează în raportul de: moleculă la moleculă dintre CO_2 și oxizii metalici aflați la colțurile planului principal al octaedrului.

Desigur că în acest domeniu apar mai puține faze decît în domeniul piramidei superioare, deoarece CO_2, găsindu-se sub altă stare de agregare, migrează cu mult mai ușor, iar atunci cînd reacțiile sale, în aureola de contact, devin posibile, acestea pe lîngă influența factorilor fizici sînt funcțiuni și ale mediului chimic în care se dezvoltă degajarea de CO_2. Din acest punct de vedere trebuie să scoatem în evidență faptul că diferitele impurități prinse eventual în aureola de contact (a unui masiv eruptiv) sînt în măsură să înlesnească procesul de metamorfism. În același timp ele pot reacționa foarte ușor cu $CaCO_3$ punînd în libertate CO_2 care de cele mai multe ori, după cum s-a arătat, migrează.

Faptul că în acest domeniu fazele se impu-ţinează, apare evident şi prin aceea că oxidul de aluminiu (Al_2O_3) nu reacţionează cu CO_2 pentru a da naştere carbonaţilor de aluminiu.

Reacţiile principale ce se efectuează sînt aşadar după cum arată şi figura 1 tot la nivelul planului median.

La acest nivel se întîlnesc $CaOCO_2$ (Calcitul); $MgOCO_2$ (Magnezitul) şi $FeO.CO_2$ (Siderozã), trei carbonaţi bine cunoscuţi în natură, rezultaţi totdeauna în raportul de 1 moleculă RO (în care R = CaMgFe) la 1 moleculă CO_2.

În interiorul şi la limitele acestui plan se ivesc reacţiile între aceşti termeni extremi care mai pun în evidenţă o serie de alţi carbonaţi dubli cum ar fi de exemplu Dolomita, Ankerita, Pistomezitul şi Mezitinul sau diverse varietăţi de Breunerite.

Unele precizări care rezultă din observarea interiorului octaedric nu par a fi lipsite de interes.

Astfel, în interiorul acestui octaedru se înscrie o prismă dreptunghiulară ale cărei feţe de bază corespund tocmai cu planele mediane ale piramidelor: superioară (în care au loc cele mai multe reacţii dintre silicaţi) şi inferioară (în care au de asemenea loc cele mai multe reacţii dintre carbonaţi).

Din acest fapt decurge consecinţa importantă şi anume că muchiile acestei prisme corespund unor sisteme binare: Silicaţi-Carbonaţi respectiv de: CaFeMg.

În mod intermediar respectivele sisteme pot prezenta faze mixte stabile mai ales în condiţii de temperatură ridicată şi presiune deosebit de scăzută. Aşa de exemplu s-ar putea cita apariţia fazei Spurit $CaO.CO_2$ 2 CaO SiO_2 în sistemul binar (Wollastonit) $CaO.SiO_2$—$CaOCO_2$ (Calcit) sau alte faze în sistemele binare corespunzătoare celorlalte muchii, sau chiar axei principale a prismei care corespunde la unul din capete cu Diopsidul ($CaO\,MgO\,2SiO_2$), aflat într-un domeniu bogat în silice şi la celălalt capăt cu simetricul său dolomitul ($CaOMgO2CO_2$).

Din reacţia acestor doi termeni simetrici, la temperatură înaltă şi presiune foarte scăzută poate să rezulte Merwinitul, cum de altfel în mod natural se şi constată prezenţa lui în Dolomitele şi Calcarele impurificate cu cuarţ. În acest cadru mineralogic pe această axă este posibilă şi reacţia dintre Dolomit şi Cuarţ după ecuaţia: $CaO\,MgO\,2\,CO_2 + 2\,SiO_2 \leftrightarrows CaO \leftrightarrows MgO2SiO_2 + CO_2$ în care Diopsidul este din nou prezent.

În concluzie, modelarea octaedrică pe care o prezentăm în lucrarea de faţă nu apare ca o problemă teoretică ci ca o problemă practică ale cărei premise au fost dovedite pe cale experimentală şi verificate în acelaşi timp de o reflectare justă, naturală a realităţilor silicatate, oxidice sau carbonatate.

Produsele metamorismului de contact oglindesc în această modelare parageneze chimice care sînt funcţii ale factorilor fizici: temperatura şi presiunea.

Acestea se suprapun peste numeroase exemple de skarne-corneene şi calcare de contact aflate de obicei în aureolele de contact ale masivelor intrusive dioritice, granodioritice şi granitice.

Astfel, în ţara noastră putem cita corneenele cu andaluzit din masivul Nădrag încadrate în cîmpul triunghiular cinci al planului median care aparţine piramidei superioare, sau corneenele cu cordierit din masivul Tibleşului încadrate în acelaşi cîmp, sau însfîrşit o serie de alte corneene din regiunea Pricopanului (Dobrogea)încadrate în cîmpurile triunghiulare trei şi patru ale aceluiaşi plan, sau altele.

Relevăm în sfîrşit şi faptul că această modelare este atotcuprinzătoare şi căutînd să sintetizeze o serie de relaţii dintre minerale, fundamentează şi deschide un larg orizont unor relaţii dintre minerale spre noi domenii ale cunoaşterii.

BIBLIOGRAFIE

[1] Papiu, V. C.: *Petrografia rocilor sedimentare*, 1962.

Cercetări tehnico-economice comparative în faza de model și pilot, asupra tehnologiilor de exploatare a sării în soluție prin sonde, cu ridicări continue și ridicări în trepte aplicate în condițiile de zăcămînt din R.S.R. (I)

Ing. M. DOGARU,
ing. V. DIMA,
ing. I. BĂDESCU,
ing. OPRIȘ CANDID și
ing. N. LUNGU

În stadiul actual al dezvoltării industriei extractive, cerințele tot mai mari de sare în soluție impun rezolvarea cît mai urgentă a unor probleme de tehnologie a exploatării sării prin sonde, atît în țara noastră, cît și în străinătate.

În țara noastră dezvoltarea rapidă a industriei clorosodice a solicitat, începînd din anul 1950, o mărire considerabilă a producției de sare în soluție, care nu a mai putut fi realizată prin vechea metodă de exploatare cu bazine de dizolvare subterane și în consecință s-a trecut la exploatarea prin sonde.

Datorită acestei metode noi, producția de sare în soluție a țării noastre a ajuns în anul 1967 de circa cinci ori mai mare decît în anul 1950, făcînd posibilă crearea noilor combinate cloro-sodice de la Govora și Borzești, precum și extinderea și dezvoltarea vechei uzine de la Ocna Mureș.

În ultimii ani aspecte legate de exploatarea rațională a zăcămintelor de sare și de creștere a coeficientului de extracție, în condiții de rezistență optime a cîmpurilor miniere proiectate, a necesitat trecerea la cercetarea pe faze a procedeului tehnologic de exploatare prin sonde și în special a cineticii dizolvării sării cît și a factorilor de influențare a acesteia.

Referindu-ne la criteriile de comparabilitate a metodei de exploatare a sării prin sonde, în cazul acelorași condiții tehnico-geologice de zăcămînt, se precizează că metoda cea mai bună este aceea care, la aceleași dimensiuni de gol (diametrul D și înălțimea H) obține coeficientul de exploatare cel mai mare, în condiții optime de siguranță sau de stabilitate a cîmpului de sonde, amplasat în rețea.

În același timp, prin metoda cea mai bună, va trebui să se obțină cea mai mare productivitate și cel mai mic preț de cost pe tona de sare extrasă.

Acestea sînt premisele care au stat la baza cercetărilor comparative ale metodelor de exploatare a sării prin sonde, cunoscute pe plan mondial.

În cele de mai jos se vor prezenta succint, aspecte comparative, experimentale, întreprinse în acest domeniu, pînă în prezent și rezultatele obținute.

Se menționează de la început că procesul de dizolvare a sării în sondă are loc în spații închise sub presiune și la o temperatură corespunzătoare condițiilor geotermice locale. Aceste spații sînt inaccesibile controlului și măsurătorilor directe, de aceea, studiul analitic, matematic, al procesului și interpretarea rezultatelor obținute au o importanță fundamentală și acesta precede obligatoriu orice măsurătoare directă de cavernometrie a golurilor.

Cercetarea procesului de dizolvare, care are loc în sonde după metoda aplicată în R.S.R. a fost inițiată cu ocazia aplicării pentru prima dată a metodei, în cadrul salinei Ocna Mureș, dar din acel timp, au rămas puține documente fapt ce a determinat ca studiile să fie completate, continuate și perfecționate de către ICEMIN, în paralel cu studierea metodelor de exploatare aplicate de alte țări.

S-a căutat să se precizeze, întîi prin cercetări de laborator, fenomenele dizolvării sării geme în funcție de factorii generali care influențează procesul ca: temperatura, concentrația și viteza de circulație a solventului, precum și în funcție de factorii locali, determinați de condițiile geologice de structură și de proprietățile fizico-mecanice ale sării, analizîndu-se influența fiecărui factor în parte [1, 2].

În consecință a fost nevoie să se stabilească vitezele de dizolvare pe plăcuțe de sare alese reprezentativ, în solvent static și în solvent în circulație, la temperaturi și concentrații diferite, corespunzătoare situațiilor geotermice și chimice din sonde, pînă la adîncimi de 2 000 m, pentru toate zăcămintele în exploatare azi prin sonde (Ocna Mureș, Ocnele Mari și Tîrgu Ocna) [2].

Experiențele au arătat că viteza de dizolvare a sării geme românești este mai mare decît a sării geme din alte țări și că aceasta crește cu temperatura solventului și cu viteza de circulație a acestuia, precum și cu poziția pe care suprafața expusă dizolvării o are față de verticală.

În figurile 1 și 2 se prezintă curbele de variație a vitezelor de dizolvare orizontală V_0 și verticală V_v în funcție de temperatură la diferite concentrații, iar în figura 3 se prezintă variația vitezei de dizolvare în funcție de viteza de circulație a solventului.

În sondele de exploatare, regimul de circulație al solventului este atît dinamic cît și static, în diferitele zone ale golului de dizolvare.

În funcție de concentrație, de temperatură și de regimul de circulație a solventului din

sondă pe baza rezultatelor de cercetare, se poate interpreta procesul de dizolvare care are loc în sonde, cu viteze diferite, la diferite nivele și anume: cu viteza foarte mare la

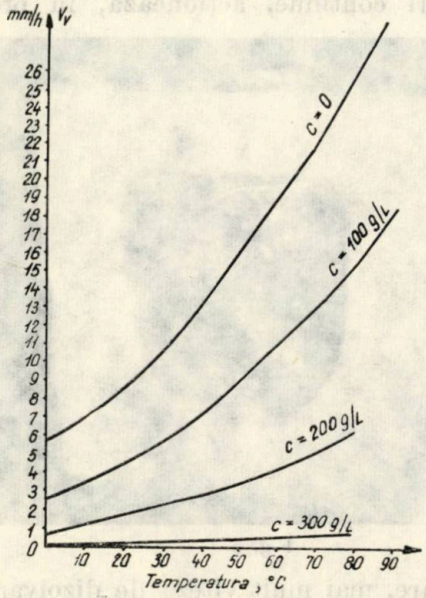


Fig. 1

tavan, unde este concentrația cea mai scăzută și viteza de circulație cea mai mare și apoi cu viteză de dizolvare din ce în ce mai mică, pînă cînd aceasta ajunge la zero, la nivelul la care saramura este saturată.

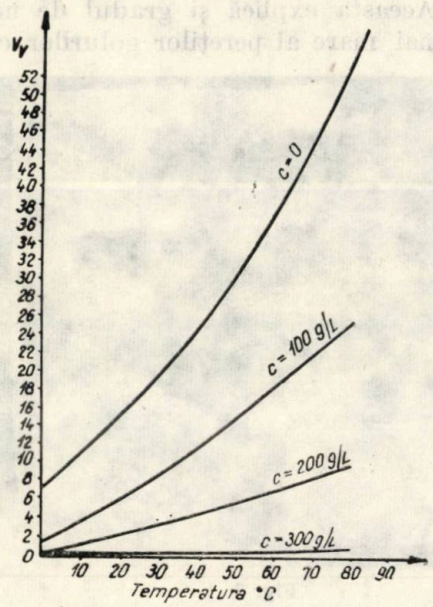


Fig. 2

În cazul unui masiv de sare curat și omogen, într-o sondă cu regim liniștit, în același plan orizontal viteza de dizolvare radială, este egală în toate direcțiile.

Secțiunea prin golul de dizolvare este aproximativ circulară. Condițiile geologice care caracterizează omogenitatea, structura și compoziția sării, duc la abateri de la forma circulară a secțiunii orizontale a golului de dizolvare.

Cunoașterea lor poate da indicații asupra formei reale, respectiv asupra gradului de neregularitate la care ne putem aștepta, în crearea acestui gol de dizolvare.

Pentru interpretarea procesului de dizolvare care are loc în sondă pe baza factorilor care influențează cinetica dizolvării, s-au făcut cercetări pe modele prismatice din sare prin care s-a reprodus întocmai tehnologia de exploatare din faza industrială [1, 2].

Sinteza rezultatelor experimentale pe aceste modele, grupate pe aspecte specifice fiecărei metode de exploatare se redă în continuare.

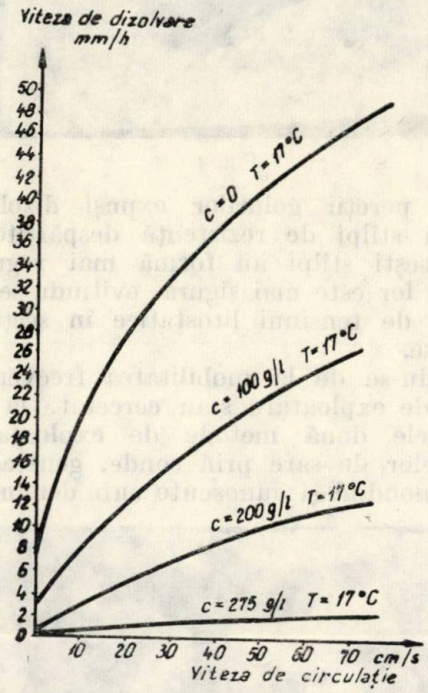


Fig. 3

Cercetările pe modele au urmărit să stabilească condițiile tehnice ce trebuie îndeplinite pentru aplicarea unei tehnologii corecte de exploatare a sării prin sonde, corespunzătoare, atît din punctul de vedere al coeficientului de extracție din zăcămînt, cît și a condițiilor de rezistență a golurilor create.

Pe de altă parte, urmărind aspectul economic s-a cercetat la faza model și modul de determinare a capacității maxime de producție a unei sonde ce are înălțimea de exploatare mai mare.

Un element tehnic fundamental, legat direct de cinetica dizolvării, în atenția cercetării a fost efectul mobilității coloanelor de exploatare, asupra formei golului de dizolvare, ce se generează. S-a stabilit că mișcarea ascendentă a co-

loanei de introducere a apei (coloana de exploatare) cu o frecvență mai mare a ridicărilor creează un grad de regularitate a pereților golului mai mare, și cu cît această frecvență scade, crește și gradul de neregularitate al golurilor. Acest fenomen este important deoarece,

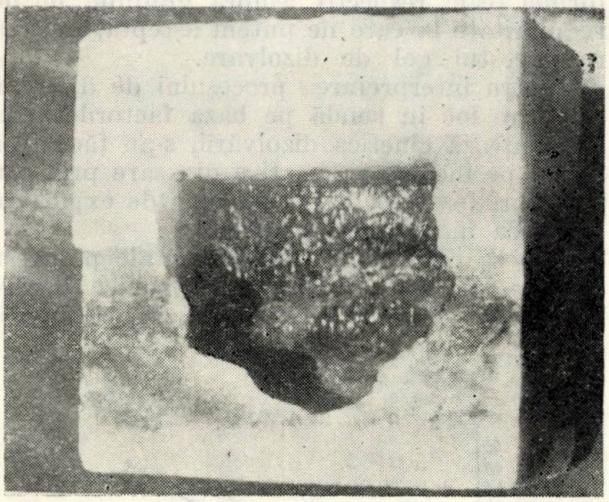


Fig. 4

de fapt, pereții golurilor expuși dizolvării, reprezintă stîlpi de rezistență despărțitori și cu cît acești stîlpi au formă mai regulată, rezistența lor este mai sigură, evitîndu-se concentrările de tensiuni litostatice în secțiunile mai reduse.

Pornindu-se de la mobilitatea frecventă a coloanei de exploatare s-au cercetat, la faza model, cele două metode de exploatare a zăcămintelor de sare prin sonde, generalizate pe plan mondial și cunoscute sub denumirea:

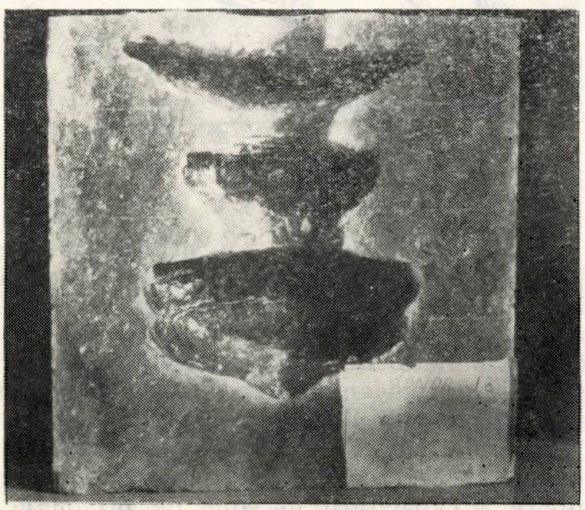


Fig. 6

a) cu ridicări continue (adică după perioade cît mai scurte de timp și cu înălțime de ridicare, calculată, mică) brevet R.S.R.;

b) cu ridicări în trepte (adică după intervale mai lungi de timp și cu o înălțime de ridicare, calculată, mare), aplicată în trecut în S.U.A. (trepte de 2 m) și U.R.S.S. (trepte mai mari de 2 m).

Modelele de sonde realizate de ICEMIN au arătat că diferențierea esențială dintre cele două metode constă în aceea că în cazul metodei cu ridicări continue, acționează, în procesul

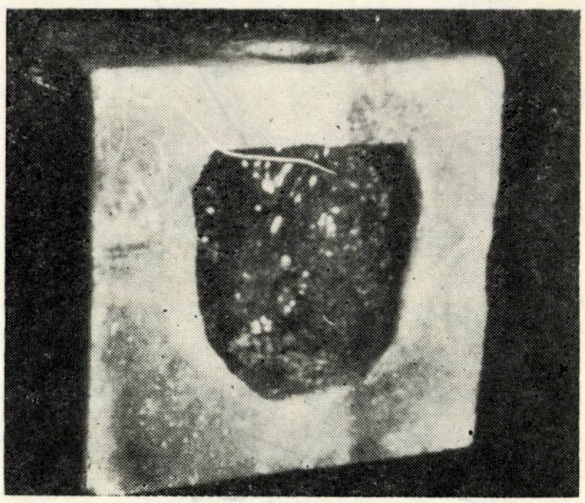


Fig. 5

de dizolvare, mai mult viteza de dizolvare verticală datorită expunerii la dizolvare a tavanului și a deplasării frecvente a acestuia, o dată cu deplasarea nivelului apei, în timp ce în cazul metodei de dizolvare cu ridicări în trepte, acționează mai mult viteza de dizolvare orizontală în care caz, nivelul apei se menține mult timp pe loc și dizolvările au loc din pereții laterali. Aceasta explică și gradul de neregularitate mai mare al pereților golurilor create,

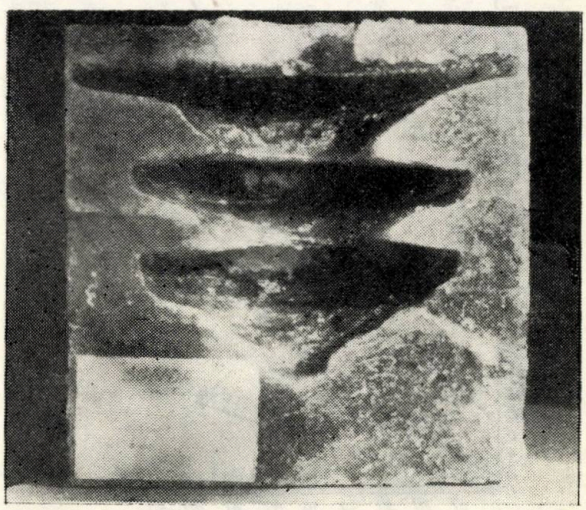


Fig. 7

la metoda cu ridicări în trepte ce prezintă pinteni de sare nedizolvați, în consolă, în pereții golurilor.

Aspectele menționate se pot observa foarte ușor în fotografiile modelelor din figurile 4, 5, 6 și 7.

Forma geometrică a golurilor, care rezultă din cele două metode de exploatare, arată că aceasta se apropie de cilindru la metoda cu ridicări continue și de conuri suprapuse cu vîrful în jos (generate pe fiecare treaptă), la metoda cu ridicări în trepte.

Tavanul final, obținut în cazul metodei cu ridicări continue ale coloanei de exploatare, tinde către o boltă ce reprezintă o formă avantajoasă, de rezistență, la presiunea litostatică a stratelor acoperitoare, în timp ce forma tavanului, la metoda cu ridicări în trepte, este de placă orizontală mult mai puțin sigură din punctul de vedere al condițiilor de rezistență.

Pe modele s-a găsit că pentru goluri de același diametru, coeficientul de extracție în substanță minerală utilă, din golul de dizolvare, este de circa două ori mai mare la metoda cu ridicări continue, cu pereți regulați, decît la metoda cu ridicări în trepte.

Dar, ceea ce ni se pare mai important, în comparabilitatea celor două metode de exploatare prin sonde, este faptul că viteza de exploatare a zăcămintelor adînci de sare (masive diapire), cum este cazul majorității zăcămintelor din țara noastră, rezultă mai mare în cazul metodei cu ridicări continue, situație explicată prin faptul că retragerea frecventă a coloanei de exploatare se poate face cu o viteză ce poate ajunge pînă la mărimea vitezei de dizolvare din tavan, a cărei valoare este mai mare decît a celei orizontale, putînd scurta astfel, de aproape două ori, timpul de exploatare al unui zăcămînt.

Continuarea experimentărilor ICEMIN din faza de modele de laborator, s-a făcut la o scară mai mare, pe două sonde pilot la Salina Ocna

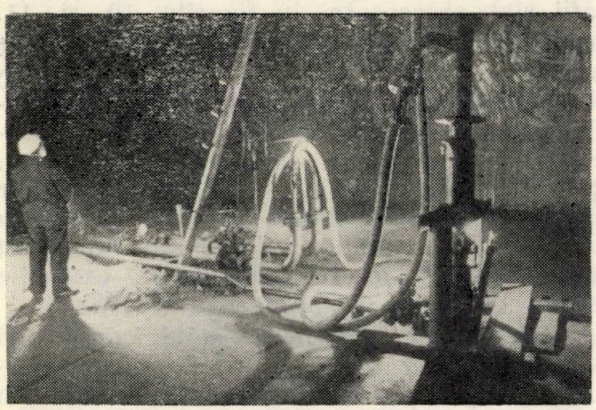


Fig. 8

Mureș, cu diametrul de dizolvare de două ori mai mic, decît la sondele industriale. Prin ele s-au cercetat cele două tehnologii de exploatare menționate.

În figurile 8 și 9 se prezintă instalațiile celor două sonde pilot cu aparatele de măsură și control cu care au fost prevăzute.

După terminarea exploatării acestor sonde s-a pătruns prin lucrări miniere în golurile lor de dizolvare și s-a constatat că rezultatele obținute confirmă concluziile din faza de modele și programul stabilit anterior prin calcule [2, 3, 4, 5].

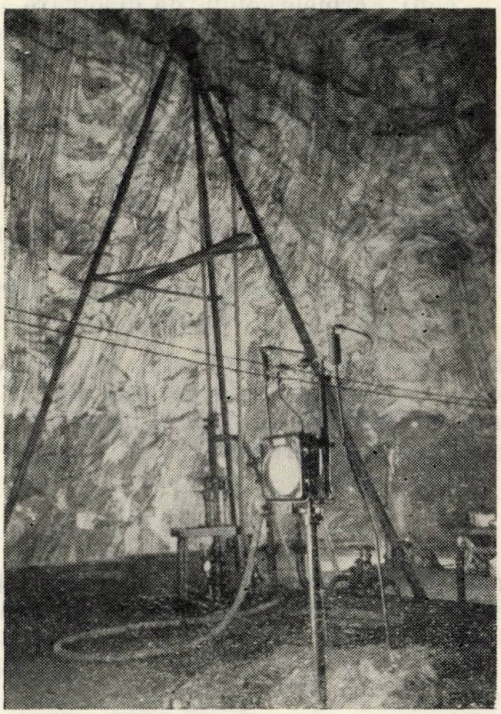


Fig. 9

În timpul lucrărilor de amorsare și exploatare a sondelor pilot s-au analizat condițiile de aplicabilitate a tuturor relațiilor de calcul al procesului tehnologic, indicate de literatura de specialitate, pentru execuția unui gol de dizolvare cu un diametru și o înălțime precis date prin temă. (În cazul celor două sonde pilot diametrul este de 20 m și înălțimea de 30 m.)

Deoarece o parte din aceste formule matematice nu satisfăceau echilibrul necesar de cantități, între lichidele care intrau în sondă și acelea care ieșeau din sondă, pentru obținerea unei forme regulate de gol, ținînd seama de concentrația soluției extrase și de aceea a saramurii rămase rambleu în gol (fapt constatat de altfel și la faza de modele) a fost necesar, ca aceste relații să fie corectate, introducînd în calcule coeficienți care să reprezinte forma golului.

De exemplu pentru faza de început a sondei (amorsare) relația de stabilire a debitului de apă este :

$$q = \frac{f\,\pi\,h(\gamma_s - c_m)\cdot V_0}{C_m} R,\ \mathrm{m^3/h}, \qquad (1)$$

în care:

f este coeficientul de formă ce are valori cuprinse între 1 (pentru cilindru) și $\frac{1}{3} = 0{,}333$ (pentru con). Formele golului de dizolvare aproximativ tronconice au o valoare a coeficientului de formă cuprinsă între 1 și 0,333.

h — înălțimea golului de amorsare, m;

γ_s — greutatea specifică a sării geme, t/m³;

c_m — concentrația medie a saramurii rambleu, t/m³;

C_m — concentrația medie a saramurii extrase, t/m³;

V_0 — viteza de dizolvare orizontală, m/h;

R — raza golului de dizolvare, m.

Pentru stabilirea diametrului de dizolvare, respectiv a razei, se extrage valoarea R din relația 1, menținîndu-se debitul lui q const. tot timpul amorsării și rezultă:

$$R = \frac{qC_m}{f\pi h(\gamma_s - c_m) \cdot V_0}, \text{ m} \qquad (2)$$

Pentru urmărirea echilibrului de cantități de fluide intrate și ieșite din sondă s-a stabilit relația:

$$C_m = g \cdot \frac{K}{T}, \text{ t/h} \qquad (3)$$

în care:

q este debitul de apă introdus în sondă, m³/h;

C_m — concentrația medie a saramurii extrase, t/m³;

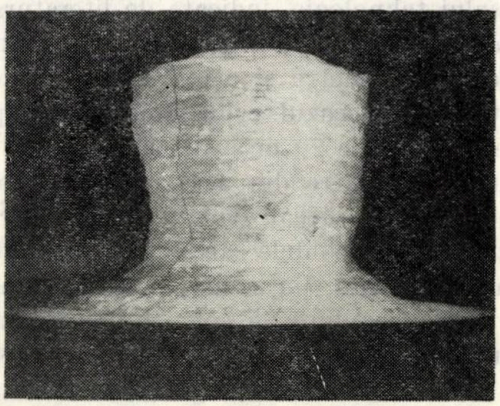


Fig. 10

g — coeficient a cărei valoare depinde de compoziția chimică a sării (cu valoarea 0,8—1);

K — cantitatea de clorură de sodiu, din compoziția chimică a saramurii extrase, t;

T — timpul de dizolvare, h.

De asemenea, pentru o dirijare mai corectă și un control mai riguros al evoluției golului subteran, a fost necesar să se stabilească noi relații de control al procesului de dizolvare.

Verificarea rezultatelor obținute în pilot privind procesul de dizolvare, s-a făcut în a doua

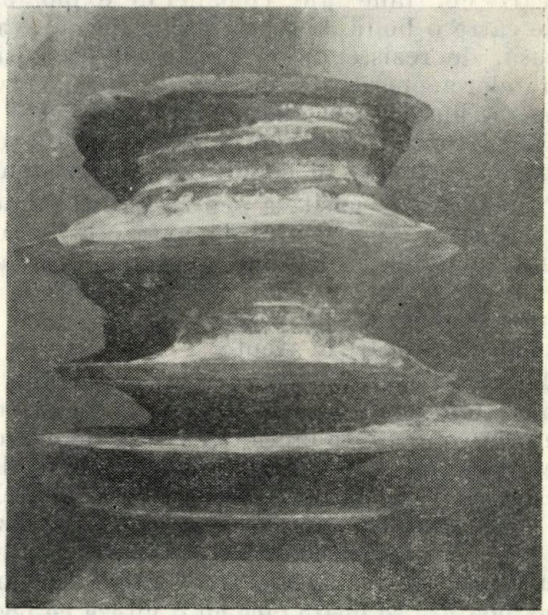


Fig. 11

etapă a cercetărilor prin măsurători directe, exacte, telemetrice și fotogrametrice asupra formei, dimensiunilor și volumelor excavațiilor create (cu o precizie de ± 5 cm).

S-au executat, de asemenea la scară și machetele golurilor de dizolvare ale căror fotografii sînt prezentate în figurile 10 și 11.

Concluziile finale din faza pilot au confirmat rezultatele studiilor anterioare pe modele și au prezentat elemente noi pentru construcția sondelor și pentru studiul comparabilității metodelor, importante pentru amplasarea sondelor în rețea și pentru stabilirea rezistenței stîlpilor despărțitori dintre goluri, precum și pentru stabilirea dimensiunilor minime ale stîlpilor, în scopul realizării unui coeficient de extracție maxim.

Astfel s-a confirmat forma golului de conuri suprapuse pe fiecare treaptă, la metoda cu ridicări în trepte și forma apropiată de cilindru la metoda cu ridicări continue, în care caz se asigură și un coeficient de extracție mai mare cît și o secțiune constantă a stîlpilor de susținere despărțitori.

La metoda cu ridicări continue s-a găsit și un regim continuu de creștere a vitezei de saturație a saramurii, la debit constant.

T 13858/67
LEFORDITVA

PROTECȚIA MUNCII ȘI TEHNICA SECURITĂȚII

Parametrii principali de aeraj, în Sistemul Internațional SI pentru unități de măsură

Ing. R. BĂLTĂREȚU și
ing. I. MATEI

După cum se știe, la cea de-a XI-a Conferință Internațională de Măsuri și Greutăți ținută la Paris în anul 1960, s-a adoptat utilizarea Sistemului Internațional SI pentru unități de măsură.

Prin H.C.M. 550/1961 și STAS-737-62, a fost legalizată aplicarea Sistemului Internațional SI pentru unități de măsură și în țara noastră.

Astfel, SI devine obligatoriu în știință, tehnică, economia națională și învățămînt.

Procesul de introducere a acestui sistem se realizează în prezent în majoritatea țărilor dezvoltate din punct de vedere tehnic și științific.

Ca exemplu, menționăm că SI este sistemul de unități de măsură legal și obligatoriu și în U.R.S.S. (prin Gost 9867-61) și Franța (prin Decretul nr. 61-561/3 mai 1961 urmat de Standarul F.D.X. 02—002). Poziții similare au adoptat și alte țări.

De asemenea, majoritatea organizațiilor internaționale recomandă însușirea și utilizarea curentă a SI.

În scopul cunoașterii SI vor fi prezentați pe scurt parametrii principali de aeraj, prin prisma acestui sistem.

I. Caracteristicile principale ale SI

Sistemul Internațional SI pentru unități de măsură prezintă următoarele caracteristici :

1. Integrează aproape toate domeniile științei și tehnicii fapt care permite studierea celor mai complexe fenomene.
2. Are caracter absolut, adică unitățile lui fundamentale sînt invariabile în timp și spațiu.
3. Dispune de un vast ansamblu de ecuații fizice independente, ceea ce asigură coerența sistemului și stabilirea cu ușurință a unităților de măsură fundamentale și derivate, care sînt comode și practice.
4. Se pretează foarte bine la convertirea vechilor unități de măsură.
5. Unitățile lui fundamentale sînt reproductibile cu cea mai mare precizie.
6. Are șase unități fundamentale și anume :
   — metru (cu simbolul m), pentru lungime ;
   — kilogram (cu simbol kg), pentru masă ;
   — secundă (cu simbol s) pentru timp ;
   — amper (cu simbol A) pentru intensitatea curentului electric ;
   — grad Kelvin (cu simbol °K), pentru temperatura termodinamică ;
   — candela (cu simbol cd), pentru intensitatea luminoasă.
7. Unitățile derivate din SI se definesc în funcție de unitățile fundamentale și cele suplimentare [radianul (rad), pentru unghiul plan și steradian (sr), pentru unghiul solid].

II. Parametrii principali de aeraj în Sistemul Internațional SI pentru unități de măsură

Aerajul minier, ca știință, tehnică, se bazează pe legile generale ale hidrodinamicii și aerodinamicii.

Toate relațiile de calcul aplicate în aerajul minier determină proprietățile fizice ale aerului, cum și legile sale de mișcare.

Aplicarea Sistemului Internațional SI pentru unități de măsură va produce unele schimbări, atît în relațiile de calcul, cît și într-o serie de mărimi cantitative. În același timp, folosirea SI în aerajul minier va permite o simplificare a formulelor și mărimilor de calcul.

Curgerea aerului prin rețeaua de lucrări miniere se datorează presiunii sau depresiunii create de instalațiile de ventilatoare sau datorită depresiunii termice a tirajului natural.

1. *Depresiunea* necesară pentru deplasatea unei cantități de aer Q printr-o lucrare minieră, se calculează cu relația :

$$h = \frac{\alpha L P}{S^3} Q^2 \qquad (1)$$

sau

$$h = R Q^2 \qquad (2)$$

unde :

$$R = \frac{\alpha L P}{S^3} \qquad (3)$$

în care :

R este rezistența aerodinamică a lucrării miniere ;
P, L, S — perimetrul, lungimea și respectiv secțiunea lucrării miniere ;
α — coeficientul de rezistență aerodinamică.

Coeficientul α s-a obținut din expresia :

$$\alpha = \frac{\beta \gamma}{2g} \qquad (4)$$

sau ținînd seama că $\rho = \frac{\gamma}{g}$, rezultă

$$\alpha = \frac{\beta \rho}{2} \qquad (5)$$

în care :

β este coeficient fără dimensiuni și arată gradul de asperitate a pereților conductei sau lucrării miniere ;
γ — greutatea specifică a unui metru cub de aer, kg/m³ ;
ρ — densitatea unui metru cub de aer, $\frac{kg \cdot s^2}{m^4}$.

În acest caz, coeficientul α are următoarea formulă dimensională :

$$[\alpha] = \left[\frac{kg \cdot s^2}{m^4}\right]$$

Admițînd dimensiunile masei din sistemul SI, în kg, densitatea în $\frac{kg}{m^3}$, și notînd densitatea cu γ, obținem :

$$\alpha = \frac{\beta \gamma}{2},$$

în care γ nu reprezintă greutatea unui metru cub aer ci, densitatea sau masa unui metru cub aer.

În acest sistem SI, valoarea absolută a lui α va fi de 9,81 ori mai mare decît valoarea introdusă actualmente în tabelele prezentate în literatura de specialitate și va avea următoarea formulă dimensională :

$$[\alpha] = \left[\frac{kg}{m^3}\right].$$

2. *Rezistența la frecare* R, exprimată prin relația (3) și corelată cu sistemul SI, va avea dimensiunile $\left[\frac{kg}{m^7}\right]$, iar mărimea absolută a rezistenței va fi de 9,81 ori mai mare în comparație cu valoarea aplicată anterior și exprimată în kilomurques kμ.

Din ecuația (2) rezultă :

$$R = \frac{h}{Q^2}.$$

Cînd $Q = 1$ și $h = 1$, $R = 1$, adică o rezistență egală cu unitatea o va avea acea lucrare minieră în care depresiunea la trecerea unui m³/s, este egală cu 1 mm coloană apă sau, în cazul general, o vor avea acele lucrări miniere pentru care $\frac{h}{Q^2} = 1$.

Această unitate de rezistență s-a numit kilomurques, iar a mia parte din această unitate de rezistență a fost notată cu murques μ.

Corespunzător, în sistemul SI, unitatea de rezistență va fi de 9,81 ori mai mică decît 1 kilomurques și de 102 ori mai mare decît 1 murques.

Cunoscînd formulele dimensionale ale lui α și R, și introducîndu-le în relația (1), obținem formula dimensională a depresiunii în sistemul SI, adică :

$$[h] = \left[\frac{kg \cdot m}{s^2 \cdot m^2}\right] = \left[\frac{N}{m^2}\right]$$

(În sistemul SI, un newton = kg·m/s².)

Mărimea absolută a depresiunii în N/m², în condiții similare, va fi de 9,81 ori mai mare decît unitatea kg/m² sau mm coloană apă, aplicată anterior.

3. O altă mărime des întîlnită în aerajul minier este *depresiunea dinamică.*

În sistemul de unități SI, ea va avea următoarea formulă dimensională :

$$[h_d] = \frac{\gamma V^2}{2}\left[\frac{kg \cdot m^2}{m^3 \cdot s^2}\right] \text{ sau } [N/m^2] \qquad (6)$$

4. *Orificiul echivalent* al unei mine reprezintă un orificiu A făcut într-un perete subțire prin care pentru o depresiune h între ambele părți ale peretelui egală cu depresiunea h a minei, va trece aceeași cantitate de aer ca și prin mină, sub influența aceleiași depresiuni h.

Asimilînd din formula (6) $h_d = h$ și înlocuind

$v = \frac{Q}{\varphi A}$, după unele transformări se obține :

$$A = \frac{1{,}19\,Q}{\sqrt{h}} \cong 1{,}2\,\frac{Q}{\sqrt{h}},\ m^2$$

în care :

φ este coeficientul de strangulare a secțiunii, în medie egal cu 0,65 ;
A — orificiul echivalent, m² ;
Q — debitul minei, m³/s ;
h — depresiunea minei, N/m².

5. În practica aerajului se ivește deseori necesitatea de a stabili *densitatea aerului* γ, spre exemplu : la ridicările de depresiune, la verificarea și experimentarea instalațiilor de ventilatoare, la determinarea vitezei de mișcare a aerului cu ajutorul depresiunii dinamice etc.

Densitatea aerului se află din ecuația de stare a gazelor :

$$P \cdot v = R \cdot T$$

în care :

P este presiunea gazului ;
v — volumul specific (volumul ocupat de masa unui kilogram de aer) ;
R — constanta gazelor ;
T — temperatura gazului.

Constanta gazului R reprezintă lucrul unui kilogram de gaz (în kgm) care rezultă la încălzirea cu 1°K, la presiune constantă.

Pentru aerul uscat, $R = 29{,}27,\ \frac{kg \cdot m}{kg \cdot grad}$.

Exprimînd lucrul mecanic în sistemul SI, atunci constanta aerului va fi de 9,81 ori mai mare decît valoarea anterioară.

Deci $R = 287$ J/kg grad, în sistemul SI.

Densitatea aerului umed va fi :

$$\gamma = \frac{P}{RT}\left(1 - 0{,}378\,\frac{x\,P_{r\,s}}{100\,p}\right),\ kg/m^3,$$

în care :

p este presiunea aerului , N/m² ;
R — constanta aerului, J/kg·grad ;
T — temperatura aerului, °K ;
x — umiditatea relativă, % ;
P — tensiunea vaporilor de apă la temperatura

$$T\ (°K),\ N/m^2.$$

6. *Puterea instalațiilor de ventilatoare* în sistemul SI va fi :

$$N = \frac{Q\,h}{\eta},\ W$$

sau

$$N = \frac{Q\,h}{1000\,\eta},\ kW$$

în care :

Q și h se exprimă în m³/s și respectiv N/m²
η — randamentul instalației.

Celelalte mărimi utilizate în aerajul minier pot fi obținute în sistemul SI, urmînd aceeași metodologie de lucru.

Concluzii

Din analiza sumară a SI, precum și din adoptarea parametrilor principali din aerajul minier la noile condiții, rezultă că Sistemul Internațional de unități de măsură prezintă o simplificare a relațiilor de calcul, precum și o uniformizare a unităților de măsură.

Totuși, nu toate formulele de calcul și mărimile aplicate în aerajul minier trebuie reduse la noul sistem de unități SI.

De exemplu, în prezent, clasificarea minelor și respectiv a stratelor se face în funcție de debitul relativ de gaze exprimat în m³/t.

Întrucît substanța minerală utilă se extrage din mină neuniform, în cursul unei zile și de asemenea în cursul unui schimb, reiese clar că nu se poate exprima producția în kg/s.

De asemenea, pentru evaluarea proceselor complexe de săpare, perforare, susținere, aeraj etc. din unitățile miniere, este necesar să introducem viteza de înaintare a lucrărilor în m/zi și nu în m/s sau m/h.

BIBLIOGRAFIE

[1] Skocinski, A. A. *Aeraj minier.* Moscova, 1954.
[2] Milcoveanu, D. *Caracteristicile principale ale Sistemului Internațional de unități de măsură SI.* Metrologia aplicată, nr. 12, 1966.

INVENȚII-INOVAȚII

Procedeu și instalație de cîntărire a minereurilor

Invenția se referă la un procedeu și o instalație de cîntărire a minereurilor destinată a fi utilizată în stațiile de preparare a minereurilor.

Procedeul constă în efectuarea discontinuă a operației de cîntărire, la o comandă manuală sau automată printr-un

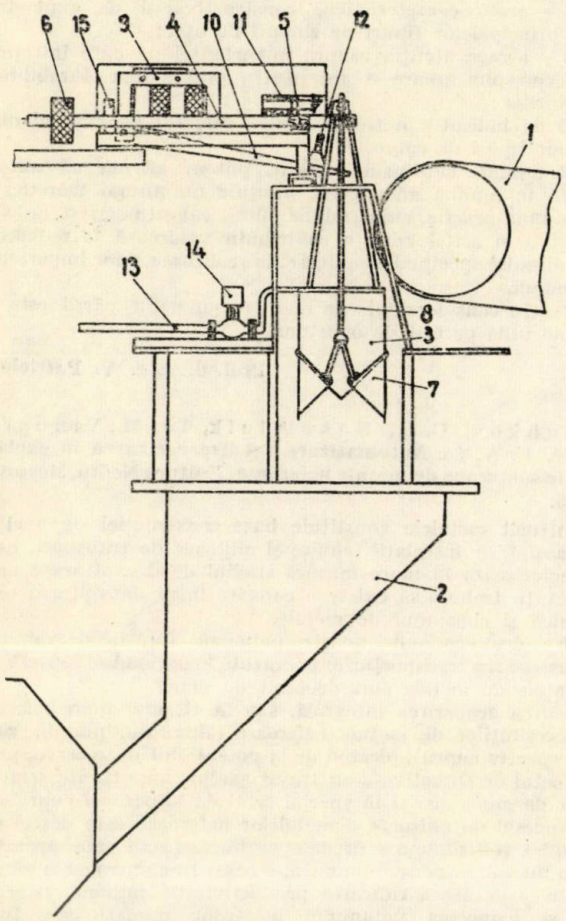


Fig. 1. Schema generală a instalației.

mecanism de orologerie, determinarea debitului benzii transportoare bazîndu-se pe măsurarea timpului în care banda transportoare transportă o greutate de minereu prestabilită, respectiv timpul în care se umple un recipient de întărire plasat pe traseul materialului, precum și pe numărul de măsurători efectuate într-un interval de timp, raportul dintre timpii respectivi conducînd la obținerea debitului mediu al benzii transportoare.

Instalația, conform invenției, se dispune la capătul de evacuare al unei benzi transportoare *1* deasupra jgheabului *2* ce alimentează moara de măcinare a minereului. Instalația se compune dintr-un recipient *3* plasat pe traseul minereului care este fixat la capătul unei pîrghii *4* care formează brațul unei balanțe, oscilabilă pe un cuțit de balanță *5*. Echilibrarea se face cu o contragreutate *6*. Recipientul *3* este prevăzut cu un fund mobil constituit din două capace rabatabile de închidere *7* care pot fi acționate prin intermediul unor pîrghii *8*. Un electromagnet *9*, prin excitarea sa, determină deplasarea unei armături cu funcție de pîrghie *10* astfel încît într-un interval de timp prestabilit recipientul *3* să rețină minereul deversat de banda transportoare, în momentul depășirii unei anumite greutăți de asemenea prestabilite prin dezechilibrarea pîrghiei de balanță *4*.

Un zăvor electromagnetic *11* poate bloca pîrghiile *8*, astfel încît să mențină recipientul în poziția închis, blocarea efectuîndu-se prin intermediul unui braț de reținere *12* fixat pe pîrghia *10*. O conductă *13* de alimentare cu apa necesară spălării în interior a recipientului *3* este comandată prin intermediul unui ventil electromagnetic *14*. Dezechilibrarea brațului de balanță *4* conduce la acționarea unui contact electric *15* din circuitul electric de alimentare a zăvorului electromagnetic *11*.

Instalația mai cuprinde un contact electric normal deschis *16* acționat de pîrghia *10*, un contact *17* pentru alimentarea electromagnetului *9*, două contoare de ture *18* și *19* și un ceasornic electric *20*.

Invenția prezintă următoarele avantaje :

— controlul debitului de minereu se face operativ, de la distanță, frecvența măsurătorilor putînd fi oricît de mare ;

— lipirea minereului pe pereții recipientului de cîntărire este rezolvată prin spălarea automată cu jet de apă, astfel

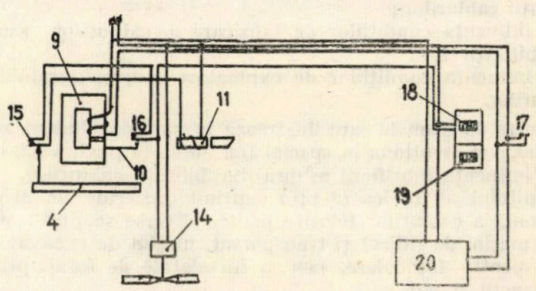


Fig. 2. Schema electrică a instalației.

încît în momentul cînd rezervorul se deschide și evacuează minereul să înceapă și spălarea pereților săi ;

— construcția este simplă și robustă prezentînd siguranță în exploatare.

Brevet R.S.R. nr. 46639, Titular : Ministerul Minelor. Autori : Ing. Valer Pop, ing. Aurel Cioltea.
Înregistrat : 2[9] IX. 1963. Publicat : 3. III. 1967. Dosar O.S.I. 46934. Clasificare 48 F : 8

Ing. M. Vrînceanu

Recenzii

Meret N. şi Novac, Şt. **Utilizarea raţională a cablurilor de oţel în industrie.** Editura Tehnică, Bucureşti, 1967.

Lucrarea referitoare la utilizarea raţională a cablurilor de oţel în industrie cuprinde un material documentar foarte util, atît pentru inginerii proiectanţi, cît şi pentru inginerii şi tehnicienii din exploatare.

Deşi se prezintă sub aparenţa modestă a unei cărţi de 192 pagini şi de format restrîns (14,5×20,5 cm), totuşi în acest mic volum se găsesc condensate, într-un stil clar şi concis, toate cunoştinţele necesare celor care, într-un fel sau altul, au de lucru cu cablurile. Şi aceştia sînt foarte mulţi iar numărul lor sporeşte pe măsură ce se dezvoltă industriile de tot felul. Începînd de la industria extractivă şi prelucrătoare pînă la industria construcţiilor şi cea alimentară, aproape că nu găsim o uzină, în care cablurile să nu fie folosite, pe scară mai largă sau mai redusă, după specificul locurilor de muncă.

Preocuparea autorilor pentru durabilitatea cablurilor ţine seama de ritmul ridicat de industrializare a ţării şi de solicitarea intensă a agregatelor, care trebuie să facă faţă cerinţelor de creştere a productivităţii muncii. Pe de altă parte, se observă că dorinţa de a se crea condiţii optime de lucru, izvorăşte şi din grija deosebită acordată astăzi securităţii muncii. Însumarea acestor preocupări, asigură, implicit, economii importante pentru industria noastră naţională.

În consecinţă, recenta lucrare referitoare la cabluri trebuie considerată ca deosebit de oportună, datorită îndrumărilor date de autori pentru reducerea consumului specific de cabluri şi pentru scurtarea timpilor morţi, pe care îi provoacă înlocuirea cablurilor uzate. De asemenea, găsim sugestii interesante privind nu numai întreţinerea cablurilor, ci şi controlul modern, nedestructiv, al gradului lor de uzură.

Lucrarea este împărţită în două capitole şi sugestiv ilustrată de 166 figuri, diagrame şi histograme, precum şi de 52 tabele.

În primul capitol (5 pp.) este prezentată o clasificare a cablurilor pe clase, grupe şi tipuri principale. Într-o schemă corespunzătoare sînt indicate simbolurile curente.

Capitolul al II-lea (25 pp.) arată construcţia şi caracteristicile principalelor tipuri de cabluri din oţel.

Capitolul al III-lea (23 pp.). se ocupă de factorii care determină durabilitatea cablurilor. Analiza acestor factori este expusă în trei subcapitole :

— influenţa condiţiilor de fabricare a sîrmei asupra durabilităţii cablurilor ;

— influenţa condiţiilor de fabricare a cablurilor asupra durabilităţii lor ;

— influenţa condiţiilor de exploatare asupra durabilităţii cablurilor.

Dintre diagramele care ilustrează în mod concludent acest capitol, voi menţiona în special fig. 56 de la pagina 52, care redă influenţa lubrifierii asupra durabilităţii cablurilor.

Capitolul al IV-lea (8 pp.) cuprinde criteriile de alegere raţională a cablurilor folosite pentru diverse scopuri : ancorare, maşini de ridicat şi transportat, maşini de excavat, cabluri pentru funiculare, pentru instalaţiile de foraj, pentru construcţii navale.

Capitolul al V-lea (35 pp.) se ocupă de calculul şi dimensionarea cablurilor pentru instalaţii de ridicat şi transportat. După ce arată principiile de calcul şi de dimensionare a cablurilor, autorii dau exemple numerice de rezolvare a problemelor privind cablurile folosite în diferite grupe de instalaţii.

Capitolul al VI-lea (33 pp.) se referă la legarea, înnădirea, fixarea şi montarea cablurilor. Pentru a uşura cît mai mult înţelegerea acestor operaţii, capitolul cuprinde 50 figuri clare şi bine executate.

Capitolul al VII-lea (22 pp.) se ocupă de întreţinerea şi scoaterea din uz a cablurilor şi conţine multe indicaţii preţioase pentru practicieni.

Capitolul al VIII-lea (13 pp.) redă numeroase date statistice privind utilizarea cablurilor din oţel în ţara noastră şi aduce anumite sugestii în sensul completării şi îmbunătăţirii materialului statistic.

Capitolul al IX-lea (6 pp.) cuprinde concluzii şi recomandări referitoare la utilizarea raţională a cablurilor de oţel din industrie şi se încheie cu o listă a standardelor pentru cabluri.

Anexa include o listă cu 40 de referinţe bibliografice.

Unele din lucrările de specialitate citate, au fost publicate în limbile : română, rusă, franceză, italiană, engleză, polonă, iar altele sînt încă în manuscris. Printre ele se găsesc şi lucrări inedite ale autorilor acestei cărţi.

Studiul publicat de dr. ing. Meret N. şi ing. Novac Şt. este binevenit din mai multe puncte de vedere :

1 — contribuie la cunoaşterea multiplelor avantaje tehnico-economice care rezultă din alegerea şi utilizarea raţională a cablurilor ;

2 — arată caracteristicile constructive şi de exploatare ale principalelor tipuri de cabluri de oţel ;

3 — atrage atenţia asupra importanţei pe care întreţinerea corespunzătoare o are pentru prelungirea durabilităţii cablurilor ;

4) dă indicaţii preţioase pentru calculul adecvat al diferitelor tipuri de cablu.

Rezumînd cuprinsul lucrării, putem afirma că autorii arată în lumina adevărului ştiinţific nu numai teoretic, ci şi în mod practic, cum trebuie folosit cablul potrivit la locul potrivit şi astfel aduc o contribuţie valoroasă la reducerea consumului specific de cabluri şi la realizarea unor importante economii.

Pentru considerentele de mai sus apariţia cărţii este pe cît de utilă pe atît de oportună.

Prof. dr. ing. **V. Patriciu**

Zubkov, G. A., Bakoleinik, Ia. M., Vinogradov, L. V. ş.a. **Automatizare a şi dispecerizarea în exploatările subterane de metale neferoase.** Editura Nedra, Moscova, 1966.

Întrucît metalele constituie baza construcţiei de unelte şi maşini, de instalaţii tehnice şi mijloace de transport, care caracterizează în mare măsură stadiul de dezvoltare a unei societăţi, trebuie să existe o corelare între dezvoltarea economică şi consumul de metale.

În cadrul economiei noastre naţionale, faţă de dezvoltarea industriei şi a transporturior prevăzută în perioada 1966—1970, cerinţele de metale sînt deosebit de mari.

Pentru acoperirea integrală, sau în cît mai mare măsură a necesităţilor de metale neferoase (aluminiu, plumb, zinc şi respectiv cupru), plecînd de la potenţialul de rezerve, prin proiectul de Directive s-au trasat sarcini importante sectoarelor de minereuri şi în special celui de minereuri cuprifere.

Procesul de obţinere a metalelor neferoase este destul de complex şi include o serie de operaţii. Cea mai grea operaţie şi cu un volum mare de muncă, o constituie extragerea minereului şi de aceea ridicarea productivităţii muncii minerilor şi reducerea volumului lucrărilor miniere constituie unul din factorii de bază în reducerea preţului de cost şi satisfacerea cerinţelor crescînde de la an la an de astfel de metale.

Reducerea cheltuielilor aferente consumului de muncă la extragerea minereului (ce depăşesc 50% din costul acestuia) şi deci costul unei tone extrase în exploatările subterane prin ridicarea productivităţii muncii, se poate realiza numai pe baza progresului tehnic — perfecţionarea proceselor tehnologice, îmbunătăţirea organizării lucrului, a mecanizării complexe şi automatizării proceselor de producţie.

În lucrarea *Automatizarea şi dispecerizarea în exploatările subterane de metale neferoase* se tratează problemele de bază legate de automatizarea proceselor de producţie şi a dispecerizării comenzilor la diferitele operaţii la exploatările sub-

terane de minereuri neferoase. La baza materialului au stat cercetările şi lucrările efectuate de o serie de institute de cercetări şi proiectări, precum şi experienţa practicii exploatărilor miniere neferoase şi a altor întreprinderi miniere.

Trebuie remarcat, că atît numărul mare de autori din colectivul de redare şi strînsă legătură a acestora cu diferite institute de cercetări şi proiectări cît şi cu unităţile miniere, precum şi bogatul material bibliografic folosit, a contribuit în mare măsură la cunoaşterea ultimelor realizări în acest domeniu şi a permis tratarea problemelor la un înalt nivel.

Lucrarea se împarte pe probleme mai importante tratate în 12 capitole.

În capitolele I şi II sînt prezentate liniile directoare şi tendinţele în dezvoltarea tehnicii exploatării subterane a zăcămintelor de minereuri şi noile metode de exploatare, caracteristicile utilajelor şi instalaţiilor autopropulsante şi ajutătoare folosite în acest domeniu, nivelul automatizării şi eficienţa acesteia, precum şi problemele legate de perspectiva dezvoltării comenzilor automate. Tot în această parte sînt tratate sistemele de comandă a instalaţiilor de perforare, maşinilor de încărcat şi a mecanismelor şi instalaţiilor auxiliare pentru înaintări şi transport.

Capitolul al III-lea tratează problemele legate de semnalizarea, comanda automatizată şi dispecerizată a operaţiilor principale şi secundare din transportul subteran cu locomotive ca : dispecerizarea cu relee şi semnalizarea automată, comanda macazelor din cabina maşinistului şi dispozitivele sistemului automat de schimbare a acestora, precum şi aspectele generale şi schemele de principiu ale diferitelor sisteme de comandă de la distanţă a manevrării locomotivelor electrice la punctele de încărcare şi descărcare a vagonetelor.

Tot în acest capitol sînt redate aspectele generale şi schemele de principiu ale diferitelor sisteme de automatizare a operaţiilor de încărcare, descărcare, înregistrare şi cîntărire a producţiei, precum şi a celor legate de automatizarea uşilor de aeraj şi a diferitelor instalaţii şi dispozitive ajutătoare procesului de transport.

Capitolele IV—VI se ocupă cu diferite aspecte, scheme de principiu şi aparatura folosită în automatizarea transportului pe verticală legate de automatizarea maşinilor de extracţie acţionate cu motoare asincrone prin elemente fără contacte şi a acţionării cu sistemul motor-generator. Tot în această parte a lucrării sînt redate schemele de principiu şi aparatura folosită în automatizarea rampelor puţului, precum şi a transportului de substanţă minerală utilă şi steril de la suprafaţă cu ajutorul instalaţiilor de funiculare.

În capitolele VII şi VIII sînt tratate problemele legate de automatizarea şi controlul automat al instalaţiilor staţionare din subteran ca : reglarea automată a compresoarelor centrifuge şi cu piston, a ventilatoarelor pentru aerajul principal şi secundar, precum şi a instalaţiilor de calorifere cu trecerea totală şi parţială a aerului introdus în mină.

Ultima parte a lucrării se ocupă de comanda şi controlul dispecerizat al minei şi întreprinderilor miniere, de diferitele sisteme de comandă şi control telemecanic elaborate de o serie de institute de specialitate. Tot în această parte a lucrării sînt date schemele de principiu şi aparatura folosită în controlul automant şi de legătură.

Considerăm că deşi în ultimul timp au apărut o serie de lucrări în ce priveşte automatizarea instalaţiilor de evacuare a apelor, totuşi pentru ca lucrarea să fie completă era bine să se fi tratat şi această problemă.

Prin nivelul ridicat la care sînt tratate problemele şi prin bogatul material grafic (scheme de principiu şi scheme ale aparaturii folosite), lucrarea reprezintă un real ajutor, atît pentru tehnicienii şi inginerii care lucrează în institutele de proiectări şi cercetări cît şi pentru cei din cadrul exploatărilor miniere.

Dr. ing. **V. Sîngeorzan**

Din activitatea ŞTIINŢIFICĂ

Simpozion cu tema **Exploatarea sării geme**

În zilele de 16—17 iunie 1967 a avut loc la Ocna Mureş Simpozionul cu tema Exploatarea sării geme, organizat de institutul central de cercetări miniere în colaborare cu Salina Ocna Mureş. La lucrările simpozionului au participat delegaţi din Ministerul Minelor, Institutul central de cercetri miniere, Institutul de proiectări miniere, Salina Slănic, Salina Ocna Mureş, Salina Praid, Salina Tîrgu Ocna, Salina Ocna Dej şi alţii.

Lucrările simpozionului au fost deschise de tov. dr. ing. Iosif Fodor, director adjunct ştiinţific în ICEMIN, care a prezentat referatul *Realizării tehnico-ştiinţifice şi tendinţe noi în domeniul exploatării sării geme* din care au reieşit problemele fundamentale de exploatare a sării şi tendinţelor actuale de perfecţionare a procesului tehnologic.

În continuarea lucrărilor, au fost prezentate următoarele referate :

— *Fundamentarea ştiinţifică a procesului tehnologic de exploatare a sării prin sonde*, ing. Dogaru M. — ICEMIN ;

— *Aspecte privind tehnologia exploatării sondelor întrepătrunse în timpul producţiei*, ing. Opriş Candid şi Lungu N. — Salina Ocna Mureş ;

— *Informare privind vizita de documentare în Anglia în problema exploatării sării cu camere mici*, ing. Miclea, P. — IPROMIN ;

— *Aspecte privind experimentările din mina pilot în vederea trecerii la exploatarea cu camere mici*, ing. Gosav, I. — Salina Tg. Ocna ;

— *Realizări şi posibilităţi de mărire a productivităţii muncii în subteran la Salina Slănic*, ing. Diaconescu, E. — Salina Slănic.

— *Determinarea capacităţii de producţie a sondelor, de exploatare a sării şi importanţa ei tehnico-economică*, ing. Dima, V. — ICEMIN ;

— *Comportarea în exploatare a zăcămîntului de sare de la Ocna Dej*, ing. Rada — Salina Ocna Dej ;

— *Adîncimea limită de exploatare a sării pe cale uscată prin metoda camerelor*, ing. Tökeş, T. — ICEMIN ;

— *Traductor de nivel şi posibilităţi de control automat al nivelului fluidului izolant din sonda de exploatare a sării*, dr. ing. Sulea S. — ICEMIN ;

— *Un nou procedeu de exploatare a zăcămîntului de sare în camere mari trapezoidale*, ing. Abrudean, A. — Salina Praid.

În cazul exploatării sării pe cale umedă, prin sonde, o parte din referatele prezentate au analizat fenomenele tehnico-ştiinţifice care privesc solubilitatea sării în condiţii tehnico-geologice ale zăcămintelor de sare din ţara noastră şi s-a scos în evidenţă faptul că aplicarea unei tehnologii corecte condusă prin relaţii matematice, asigură dimensiunile proiectate ale golurilor, permite realizarea unui coeficient maxim de contacte şi o viteză de exploatabilitate mare în condiţii

sigure de stabilitate, obţinîndu-se o eficienţă maximă, prin reducerea investiţiilor de noi sonde şi prin micşorarea preţului de cost a saramurii extrase.

O altă serie de referate au tratat problema tehnologiei de exploatare a sării uscate prin metoda camerelor mici cu stîlpi pătratici, evidenţiind avantajele acestei metode, faţă de metoda clasică cu camere mari trapezoidale, prin creşterea coeficientului de extracţie de la 10 pînă la circa 40%, creşterea vitezei de exploatare a zăcămîntului, adîncimii de exploatare şi reducerea preţului de cost.

În fine, în cadrul Simpozionului, au fost prezentate şi referate privind problemele tehnice ale exploatărilor existente, care aplică metoda clasică de exploatare în camere mari trapezoidale. Aceste referate au prezentat posibilităţile de mecanizare a proceselor de producţie, probleme de stabilitate a zăcămintelor sau variante de pregătire şi puşcare a fronturilor de abataj care să ducă la micşorarea consumului de manoperă, respectiv la creşterea productivităţii muncii.

Din discuţiile purtate a reieşit necesitatea cunoaşterii şi folosirii cuceririlor ştiinţei şi tehnicii mondiale în domeniul exploatării zăcămintelor de sare, necesitatea strîngerii legăturilor între cercetători şi exploatări în sensul ca temele de cercetare să fie impuse de acestea.

În general din referate şi discuţii au reieşit problemele actuale care preocupă exploatările de sare din ţara noastră, obiectivele de cercetare şi sarcinile cercetătorilor în domeniul exploatării zăcămintelor de sare din ţara noastră.

Vrînceanu Elena

ŞTIRI

Producţia de cărbuni a R.P. Polonă a fost în anul 1966 de 122 mil. tone cu circa 2,3% mai mare decît în anul 1965.

Producţia de lignit s-a ridicat la 24,5 mil. tone urmînd să atingă la nivelul anului 1970, 34 mil. tone.

(Mining Journal, 10 februarie – 3 martie 1967).

U.R.S.S. a produs în anul 1966, 585 mil. tone cărbune, cu 7 mil tone mai mult faţă de 1965.

(Annales des Mines, mai 1967)

În 1966 R.P. Bulgaria a produs 92 800 t de plumb în lingouri şi 76 800 t zinc metal. În acelaşi an, producţia de cupru electrolitic s-a ridicat la 25 600 t. Pentru anul 1970 se prevede realizarea unei producţii de 45 000 t/an cupru metal rafinat.

În aceeaşi perioadă Canada a produs 271 000 t plumb în lingouri şi 857 000 t zinc.

(Annales des Mines, mai 1967)

S.U.A. a produs în 1966, 291 000 t plumb şi 530 000 t zinc (în scădere faţă de 1965 cînd s-au produs 266 000 t).

(Mining Journal – 27 Ianuarie, 1967)

R.P. Bulgaria a produs în 1966, 2,6 mil, tone minereu de fier. Rezervele din apropiere de Sofia se ridică la 280 mil. tone cu un conţinut mediu de 30% Fe. Se prevede, la nivelul anului 1970, realizarea unei producţii de 6 mil. tone/an.

(Annales des Mines, mai 1967)

S.U.A. au produs în 1966, 91 mil. tone minereu de fier, 40 400 t molibden (faţă de 5 400 t în 1965). Producţia de U_3O_8 (9 000 t) a scăzut cu 5% faţă de anul 1965.

(Mining Journal, 27 Ianuarie 1967)

În Canada (Yukon) se cunosc 270 mil. t rezerve de minereu de fier cu un conţinut de 60% Fe. Se prevede punerea în exploatare în comun de un consorţiu cu capital japonez şi canadian. Producţia urmează a se exporta în Japonia.

(Mining Journal, 3 martie, 1967)

Rezervele cunoscute de minereu aurifer, cu un conţinut de 14,9 g aur/t, se ridică în Republica Sud Africană la 159,6 mil. tone. Creşterea medie anuală a preţului de cost de 4% (pe ultimii 18 ani), dacă nu se schimbă cursul preţului la aur, va conduce la eliminarea rentabilităţii începînd cu anul 1987.

(Word Mining, februarie, 1967)

DOCUMENTARE

Vierling A. şi Oehmen, H. **Dispozitive de curăţire a transportoarelor şi utilitatea lor.** Braunkohle, Wärme und Energie, ianuarie, 1967.

Se prezintă un studiu general al curăţirii benzilor transportoare şi se descriu principalele aparate utilizate în acest scop la transportul de la suprafaţă.

Se descriu metodele cele mai moderne de curăţire pentru benzi şi pentru rulouri.

Se tratează şi problema curăţirii în timp de iarnă, în perioadele de îngheţ, precum şi problema reîncărcării pe benzi a materialului rezultat de la curăţire.

Articolul prezintă interes pentru specialiştii din proiectarea şi executarea lucrărilor în carieră.

Buntain, D. **Bandă transportoare servind la circulaţia personalului în ambele sensuri.** Bergbau, ianuarie 1967.

Autorul descrie realizările de la o mină din Anglia, unde un transportor cu bandă, lung de 823 m care transportă în mod curent cărbune, este utilizat şi la transportul a 400 mineri pe zi, cu circulaţia în ambele sensuri cu o viteză de circa 92 m/min (lăţimea benzii 1,07 m).

Se insistă asupra măsurilor de securitate luate, bazate în principal pe utilizarea aparaturii electronice. Se prezintă, de asemenea, un aparat portativ de telecomunicaţie.

Instalaţia a fost pusă în funcţiune în anul 1965.

Guntermann, A. **Avantajele şi inconvenientele benzilor cu cabluri purtătoare.** Glückauf, februarie, 1967.

Se prezintă avantajele benzilor pe cabluri (benzi în ghirlandă): infrastructură uşoară, montare şi demontare rapidă, elasticitatea suspensiei permite să se preia mai uşor suprasarcini, aliniere şi supraveghere uşoară.

Dintre inconveniente se insistă asupra cazului cu utilizarea la pante variabile şi necesitatea de a se verifica regulat tensiunea cablurilor.

* * * **Detectorul de focuri de mină tip Minerva.** Colliery Engineering, februarie, 1967.

Articolul descrie detectorul pentru focuri de mină cunoscut sub denumirea *Minerva T 86*.

Se descrie principiul de funcţionare a aparatului care constă în introducerea aerului de mină într-o cameră de ionizare, unde în contact cu un curent electric de slabă intensitate, pe baza variaţiei acestui curent în comparaţie cu un alt curent neinfluenţat, se dă alarma automat.

Se descriu, în detaliu, două modele de detectoare T 86, punerea în funcţiune, circuitele electrice, întreţinerea etc.

În prezent sînt în funcţiune în Anglia cîteva sute de astfel de aparate.

Rochamalla, K. S. **Efectul unei presiuni anormale asupra detectării metanului.** The Mining Engineer, februarie, 1967.

Controlul şi determinarea procentului de metan din atmosfera locurilor de muncă din subteran se poate face corect cu lampa de siguranţă cu benzină numai cu condiţia unei presiuni atmosferice normale.

Autorul ajunge la concluzia că în cazul unei ridicări importante a presiunii atmosferice (cum ar fi cazul la producerea unei explozii), determinarea concentraţiei cu lampa de siguranţă cu benzină nu mai este posibilă. Se schimbă dimensiunile flăcării, luminozitatea şi culoarea.

Panov, G. E. **Un mijloc eficace pentru umezirea masivului de cărbune sau de roc㠓.** Ugol, ianuarie, 1967.

Faţă de metodele cunoscute pînă în prezent, noul mijloc constă în injectarea în masiv a unei emulsii „aer-apă". Deşi s-a efectuat un număr redus de încercări, datorită rezultatelor favorabile obţinute se propune generalizarea acestui nou mijloc de combatere a prafului.

Articolul prezintă schiţe şi detalii privind dispunerea găurilor, presiunea optimă de injecţie, compoziţia emulsiei etc.

Houot R. **Tratarea minereurilor de cupru.** Annales des mines, mai 1967.

Articolul prezintă aspectele cele mai importante legate de valorificarea cuprului pe piaţa mondială.

Se tratează flotarea principalelor asociaţii minerale.

Într-un tablou sintetic se dau principalele caracteristici pentru 30 flotaţii mari existente pe glob.

Se prezintă şi principalele procedee chimice de recuperare a cuprului.

Keienburg, F. **Abatajele frontale cu dirijarea prin surpare în trecut şi prezent.** Montan Rundschau, ianuarie, 1967.

Se descrie evoluţia abatajelor frontale cu dirijarea prin surpare a coperişului, de la primele încercări pînă în prezent. Se descriu pe larg realizările actuale în domeniul tăierii, susţinerii etc. insistîndu-se asupra perspectivei de dezvoltare către abatajele complet automatizate.

Knight W. **Mărirea productivităţii muncii şi îmbunătăţirea securităţii la mina Gedling.** Colliery Guardian, martie, 1967.

Se descriu încercările de modificare la tamburul şi scocul de colectare a unei combine Anderson Boyer, dificultăţile întîmpinate şi rezultatele obţinute prin modificarea repartiţiei picurilor. De asemenea, se dau date cu privire la cercetările efectuate pentru reducerea numărului de accidente datorite căderilor de cărbune în abatajele frontale mecanizate.

Mc Craith, J. H. **Aparatele de autosalvare cu filtru; analiză după doi ani de utilizare.** Colliery Guardian, februarie, 1967.

Articolul prezintă istoricul aparatelor de autosalvare cu filtru, începînd din anul 1914. Se dau detalii asupra încercărilor efectuate la 4 mine, pe baza cărora s-a hotărît extinderea în întregul sector minier din Anglia în anul 1964.

Se descrie aparatajul destinat controlului periodic, se dau detalii asupra modului de întrebuinţare. Practica şi încercările duc la concluzia că aparatele de autosalvare cu filtru utilizate în prezent, asigură o autonomie de 75 min.

* * * **Sistemele de salarizare în industria carboniferă britanică.** The Mining Engineer, februarie, 1967.

Dezvoltarea rapidă a producţiei carbonifere, în sensul schimbării tehnologiei de lucru, a impus schimbări corespunzătoare şi în folosirea efectivelor şi în problema retribuirii.

Articolul tratează istoricul problemei, diferite sisteme de salarizare, încercările de planificare a salariilor, dificultăţi etc. Se tratează, legat de salarizare, aspectele muncii diferenţiate, productivitatea, concediile, absenţele, etc. Se dau numeroase detalii. Articolul prezintă importanţă deosebită pentru industria noastră carboniferă în etapa actuală de organizare ştiinţifică.

Lemke, K. **Cuptor rotativ pentru uscare pe baza forţei centrifuge.** Glückauf, 15 februarie, 1967.

Se descrie un cuptor rotativ cu ardere axială pe bază de cărbune pulverizat, gaze sau ţiţei. Poate fi utilizat în reglarea conţinutului de umiditate la şlamuri, cărbuni pentru cocs şi praf de cocs.

Poate fi utilizat la produse cu un conţinut de pînă la 30% apă. Se apreciază capacităţi de ordinul a 3 pînă la 45 t/h.

Sharkey, A. G., Shultz J. L. şi Friedel, R. A **Compararea produselor obţinute prin iradierea cărbunelui la temperaturi înalte.** Charbonnages de France. Documentation Tehnic, nr. 4, 1967.

Se prezintă încercările efectuate pe cărbuni, prin utilizarea iradierii cu ajutorul laserului. Prin impulsuri de ordinul milisecundelor, la temperaturi de peste 1 000°, se obţin cavităţi cu diametrul de 300 microni în cărbune.

S-au efectuat încercări prin variaţia energiei consumate de laser.

Produsele obţinute, comparativ cu cele obţinute prin carbonizarea clasică la temperaturi înalte, sînt diferite.

Se descriu aparatele, metodele de lucru şi rezultatele obţinute.

Sirges, H. **Creşterea randamentului la tăiere prin lucru continuu şi coordonarea lucrului într-un abataj cu front lung.** Glückauf, februarie, 1967.

Prin telecomandă şi supraveghere prin televiziune, în mina Friedrich Heinrich se urmăreşte diminuarea timpilor morţi. Într-un strat gros de 1,15 m, pe un front de 60 m, cu ajutorul unei combine EDW—130 L şi stîlpi Becorit s-au obţinut randamente medii pe sector de 14 t/post.

Se prezintă grafice din care rezultă net că preţul de cost scade o dată cu lungimea frontului.

Robson, S. J. **Dispozitive de control automat al pompelor şi aparate de telecontrol al ventilatoarelor care asigură aerajul minei.** The Mining Electrical and Mechanical Engineer, februarie, 1967.

Articolul descrie aparatura de telecontrol a şase ventilatoare principale şi opt ansamble (staţii) de pompare a apelor (14 pompe principale funcţionînd automat).

Se dau rezultatele mai multor ani de încercări. Se ajunge la concluzia că automatizarea şi telecontrolul, în cazul staţiilor de pompe şi aeraj, asigură o securitate mult mai ridicată şi un preţ de cost mai redus ca în cazul supravegherii şi comenzii prin personal.

Schmidt-Koehl, W. **Stăpînirea metanului în minele de cărbuni.** Annales de Mines de Belgique, februarie, 1967.

Articolul tratează aspecte legate de pericolul pentru oameni şi exploatare, probleme practice privind lupta contra metanului (determinarea, calculul prealabil al degajărilor de metan, măsuri pentru captare, aparatura de avertizare), degajările instantanee, etc.

Gunther, J. **Degajarea metanului în sectoarele de exploatare.** Annales des Mines de Belgique, 2 februarie, 1967.

Articolul prezintă pe larg aspecte privind repartiţia conţinutului de metan în spaţiu, pe o secţiune de galerie, de-a lungul unui circuit de aeraj; variaţia conţinutului de metan în timp; influenţele datorită exploatării (metoda de exploatare, presiunea barometrică, defecţiuni în aeraj şi captarea metanului); noţiunea de debit specific de metan; degajările instantanee.

Panov G. E. ş. a. **Experienţa de pompare multiplă a amestecului de apă cu aer şi de apă în stratul de cărbune.** Ugol, nr. 4, 1967, p. 63—65.

Se arată efectul pozitiv al reducerii prăfuirii cu 80—90% a aerului de la frontul abatajelor şi a celor din pregătire prin pomparea amestecului de apă cu aer sau de apă în stratul de cărbune, îmbunătăţindu-se astfel condiţiile de muncă şi de ridicare a productivităţii muncii.

Găurile de sondă forate paralel cu linia frontului de lucru, care servesc pentru drenarea metanului, se folosesc şi pentru umectarea masivului de cărbune în vederea reducerii prafului de cărbune în frontul de lucru.

Experienţa din bazinul carbonifer Karaganda cu pomparea apei sau a amestecului de apă cu aer comprimat în sondele de drenare a metanului arată că cele mai bune rezultate se obţin în cazul a 2—3 pompări de apă cu presiune de 17—25 kg/cm², sau a unei pompări a amestecului de aer cu apă la presiunea de 5—7 kg/cm².

În cazul unei pompări multiple de apă se reduce şi tăria cărbunelui, ceea ce înlesneşte şi mărirea productivităţii muncii.

Cerneakov, A. I. **Introducerea metodei radiografice de determinare a gradului de conţinut de cenuşă a cărbunilor de la minele din Kirchizia.** Ugol, nr. 4, 1967, p. 67—68.

În vederea îmbunătăţirii proceselor tehnologice de preparare a cărbunelui şi a calităţii lui, se propune o metodă rapidă de control a conţinutului de cenuşă pe cale radiografică.

Institutul UcrNII a elaborat un măsurător roentgenometric de stabilire a conţinutului de cenuşă de tipul Z AR-2, care se bazează pe diferenţa efortului de dispersare a razelor radiografice prin probele de cărbune cu conţinut diferit de cenuşă. Diferenţa emanaţiilor ionizate se transformă în semnale electrice şi se transmit dispozitivului de înregistrare, a cărui scară este gradată în procente de conţinut de cenuşă.

Aparatul măsurător este destinat pentru analiza cărbunelui cu conţinut de cenuşă de la 4 la 24%, atît la uzinele cocsochimice, cît şi pentru determinarea conţinutului de cenuşă a cărbunilor bruni şi huilelor din Kirchizia.

Analiza unei probe durează circa 3—5 min obţinîndu-se în felul acesta o economie de circa 120 zile lucrătoare pe an.

S-au construit grafice de lucru pentru probele de cărbune marfă de la minele Kapitalnaia şi Severnaia, precum şi pentru cariera Kara-Su.

Se arată că s-au introdus perfecţionări care au confirmat utilitatea metodei radiografice pentru determinarea cenuşei la cărbunii bruni şi huila din bazinul Kirchizia.

Medveciuk, N. D. **Influenţa vitezei de înaintare a frontului de abataj asupra manifestării presiunii rocilor în cazul exploatărilor straturilor cu înclinare mică.** Ugol Ukrainî, nr. 4, 1967, p. 13—15.

Autorul expune metoda şi condiţiile în care s-au efectuat experienţele relativ la influenţa vitezei de înaintare a frontului de abataj asupra manifestării presiunii rocilor la exploatarea stratului de 1,2 m grosime, prezentate printr-un model de materiale echivalente.

Materialul folosit pentru model a fost amestecul din nisip, mică măcinată şi parafină.

S-a construit un model al zăcămîntului la scara de 1:10.

S-au efectuat experienţe (Don UGI) în diferite condiţii de viteze, a înaintării frontului de abataj, stabilizînd corelaţia între deplasarea rocilor şi viteza la diferite rezistenţe a susţinerii de 95,40 şi 10 t/m².

Diagramele prezentate completează ansamblul rezultatelor obţinute.

În concluzie se formulează următoarele:

— o dată cu creşterea vitezei de înaintare a frontului de abataj deplasarea coperişului direct în spaţiul de la frontul de lucru se micşorează şi stabilitatea lui se măreşte;

— oprirea frontului de abataj după o înaintare rapidă contribuie la mărirea deplasărilor şi destratificării coperişului direct din spaţiul de la frontul de lucru;

— în cazul unei înaintări a frontului de abataj cu întreruperi, susţinerea trebuie să aibă capacitatea portantă, calculată pentru înaintarea înceată.

— dacă abatajul frontal înaintează rapid şi continuu, rocile coperişului se încovoaie şi se destratifică după limitele spaţiului de la frontul de lucru;

— în toate cazurile concentrarea presiunii se extinde pe o distanţă importantă (50—60 m) înaintea frontului de lucru.

REVISTA MINELOR organ al Ministerului Minelor şi al Consiliului Naţional al Inginerilor şi Tehnicienilor din Republica Socialistă România — Redacţia şi administraţia, Bucureşti, str. General Budişteanu nr. 11 bis, Raionul 16 Februarie, telefon 15.15.40. Revista este editată de Oficiul de documentare şi publicaţii tehnice al Ministerului Minelor. Abonamentele se fac la administraţia revistei. Instituţiile pot achita abonamentele pentru biblioteci şi cabinetele tehnice în contul nostru de virament 024002. B.N. a Republicii Socialiste România, Filiala 30 Decembrie. Tarif pentru întreprinderi: 100 lei anual; tarif pentru muncitori, tehnicieni şi ingineri: 30 lei anual. Costul unui exemplar 5 lei. Tiparul I. P. „Informaţia", str. Brezoianu 23—25, Bucureşti, c. 5708

43413

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XVIII Nr. 9 SEPTEMBRIE 1967

СОДЕРЖАНИЕ

Добре, Г. и Силашь, И.— *Изучение оптимальной сети геологических работ при разведке неоднородных залежей твёрдых полезных ископаемых (II).*

Лецу, Н. — *Влияние подземных условий на сопротивление крепления вертикальных выработок бассейна Валя Жиулуй.*

Приводится теоретическая часть расчёта сопротивления крепления вертикальных выработок; представлены также результаты, полученные посредством замеров, произведенных в стволах Аниноаса-Юг и Петрила-Восток. Уточняются причины разрушения крепей в стволах бассейна Валя Жиулуй.

Влад, П. и Гуран, М.— *Современные исследования и перспективы в области освоения железных руд в нашей стране (II).*

Мастакан, Г.— *Восьмигранное представление химизма и парагенезисов минералов при контактном метаморфизме.*

Описывается новый метод представления химизма и парагенезиса минералов при контактном метаморфизме.

Догару, М., Дима, В., Бэдеску, И., Оприш, Кандид и Лунгу, Н. *Сравнительные технико-экономические исследования в фазе моделирования и практического испытания эксплоатационной технологии посредством раствора соли в скважинах при постоянном и ступенчатом подъемах в нашей стране.* (I).

Авторы приводят результаты испытания на моделях и в опытных скважинах в челях разработки соли скважинами. Делается вывод, что постоянный подъем имеет преимущество благодаря получению большого коэффициента извлечения соли из залежей, большей производительности добычи, без перерыва, а также образованию полости, приближенной к цилиндрической форме.

Бэлтэрецу, Р. и Матей, И.— *Главные параметры вентиляции при международной системе Си для единиц измерения.*

Статья содержит общую характеристику Си и главные параметры вентиляции при международной системе единиц измерения.

РЕЦЕНЗИИ
ДОКУМЕНТАЦИЯ

SOMMAIRE

Dobre, Gh. et Silaşi, I. *L'étude du réseau optimal des travaux de recherche géologique dans les gîtes non-homogènes de substances minérales utiles solides (II).*

Leţu, N. *Influence des conditions imposées par la mine sur la résistance du soutènement dans les travaux miniers verticaux du bassin de Valea Jiului.*

On présente d'abord le calcul théorique pour la détermination de la résistance du soutènement dans les travaux miniers verticaux, on expose ensuite le résultat des mesures effectuées aux puits Aninoasa Sud et Petrila Est et on précise les causes qui amènent la déterioration du soutènement dans les puits du bassin charbonnier de Valea Jiului.

Vlad, P. et Guran, M. *Le stade actuel et les perspectives de la mise en valeur des gisements de fer de la Roumanie (II).*

Mastacan, Gh. *La représentation octaédrique du chimisme et des paragenèses minérales dans le métamorphisme de contact*

On expose une nouvelle méthode de représentation du chimisme et des paragenèses minérales dans le métamorphisme de contact.

Dogaru M., Dima, V., Bădescu, I., Opriş Candid et Lungu, N. *Recherches comparatives techniques et économiques en modèle et en pilote, sur le procédé d'extraction du sel gemme par dissolution, avec élévation continue ou étagée du niveau de la saumure dans les trous de sonde, appliqué aux conditions des gîtes salins de la Roumanie (I)*

Les auteurs présentent les résultats auxquels ils ont abouti par des essais sur modèles et par des sondes pilote, en appliquant le procédé d'extraction du sel gemme par dissolution. On a pu établir en conclusion que le procédé avec élévation continue du niveau de la saumure est préférable, menant à un coefficient d'extraction supérieur, à une plus haute capacité de production sans discontinuités et à une cavité se rapprochant de la forme d'un cylindre.

Bălţăreţu, R. et Matei, I. *Principaux paramètres d'aérage dans le système international d'unités de mesure — SI*

L'article expose les caractéristiques générales du SI, ainsi que les principaux paramètres d'aérage exprimés en unités de mesure du système international.

COMPTES—RENDUS
DOCUMENTATION

INHALT

Dobre, Gh. und Silaşi, I. *Studie bezüglich des optimalen Netzes der geologischen Arbeiten bei der Erschürfung nichthomogener Lagerstätten Kompakter, nutzbarer Mineralien (II).*

Leţu, N. *Einfluss der Bedingungen Untertage auf die Tragfähigkeit des Ausbaues seigerer Grubenbauten des Jiutales.*

Der Aufsatz behandelt den theoretischen Teil der Berechnung der Tragfähigkeit seigerer Grubenbauten, vermittelt die Ergebnisse der in den Schächten Aninoasa — Süd und Petrila — Ost vorgenommenen Vermessungen und bestimmt die Ursachen des in den Schächten des Jiutales eingetretenen Verfalles des Ausbaues.

Vlad, P. und Guran, M. *Studie bezüglich der gegen wärtigen Verwertung der Eisenerze unseres Landes und deren Aussichten* (II).

Mastacan, Gh. *Oktaedrische Darstellung des chemischen Aufbaues und der Mineralparagenese in der Kontakt-metamorphose.*

In Artikel wird eine neue Methode bezüglich der Darstellung des chemischen Aufbaues und der Mineralparagenese in der Kontakt metamorphose beschrieben.

Dogaru, M., Dima, V., Bădescu, I., Opriş Candid und Lungu, N. *Vergleichende technisch — ökonomische Forschungen in der Modell- und Pilotphase, bezüglich der in unserem Lande angewendeten Technologie der Steinsalzgewinnung mittels Bohrungen in Form von Salzlösungen, bei fortlaufendem und stufenweise erfolgendem Anheben (I).*

Die Verfasser geben die Ergebnisse der an Modellen und Pilotsonden vorgenommenen Versuche der Salzgewinnung mittels Bohrungen bekannt. Aus den bisherigen Versuchen ergibt sich als Schlussfolgerung, dass die Methode der fortlaufenden Gewinnung infolge eines erzielbaren höheren Abbaukoeffizienten, einer fortläufenden Förderkapazität, sowie auch infolge der zylinderähnlichen Form des ausgelaugten Hohlraumes, als überlegen anzusehen ist.

Bălţăreţu, R. und Matei, I. *Die hauptsächlichsten Bewetterungsparameter für die Masseinheiten im internationalen Bewetterungssystem SI*

Der Aufsatz enthält die allgemeinen Kennzeichen des SI und die hauptsächlichsten Bewetterungsparameter im internationalen System der Masseinheiten.

REZENSIONEN

DOKUMENTIERUNG

CONTENTS

Dobre, Gh. and Silaşi, I. *The study of optimum network of geological prospecting for nonhomogeneous, solid useful minerals (II).*

Leţu, N. *The influence of mining conditions on the resistance of support in vertical workings in the Jiu Valley coalfield.*

The paper presents the theoretical aspect of the material resistance calculation for vertical workings and gives results obtained by measurements carried out at the South Aninoasa and East Petrila shafts pointing out the reasons for damages occured at variuos shafts in the Jiu Valley coalfield.

Vlad, P. and Guran, M. *The present stage and perspectives for putting to value of iron ares in our country* (II)

Mastacan, Gh. *Octohedrical presentation of the chemistry and mineral paragenesis in contact metamorphism.*

A new method is presented for the chemestry and mineral paragenesis in contact metamorphism.

Dogaru, M., Dima, V., Bădescu, I., Opriş Candid and Lungu, N. *Comparative technic-economical research on models and pilot, of working technologies for salt extraction by drillings, by gradual lifting or lifting in stages of the cassings, as applied in strata conditions of our country (I).*

The authors present results obtained by experiments on models and on pilot drillings by the method of salt extraction by drillings. Conclusions point out that gradual lifting of the cassing gives better results, an increased coefficient of salt extraction, a higher output capacity without interruptions and a hollow of salt disolved almost cylindrical in shape.

Bălţăreţu, R. and Matei, I. *The main ventilation parameters in the international system (SI) for measuring units.*

The paper presents the general characteristics of the SI and the main ventilation parameters in the International System of measuring units.

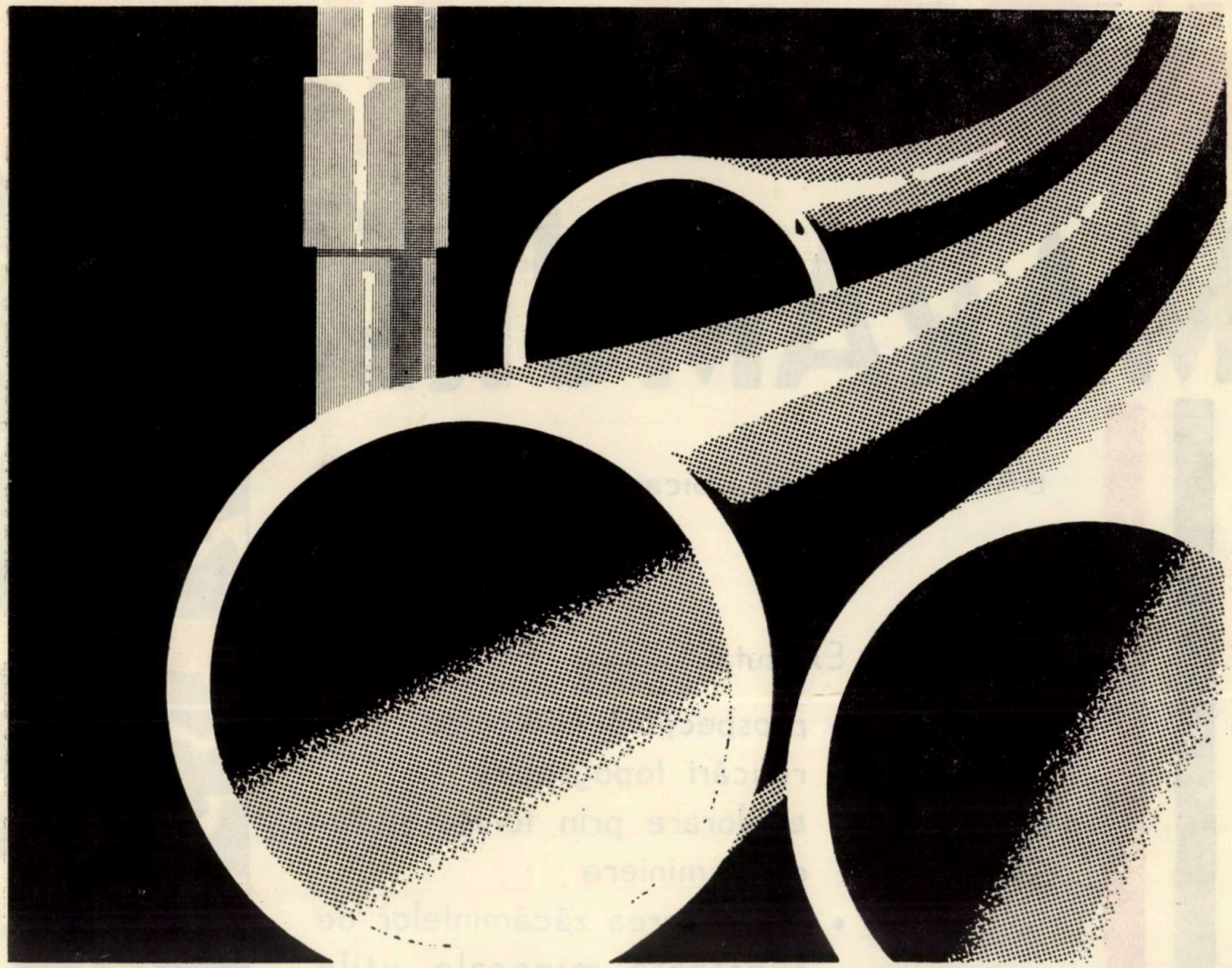
REVIEWS

DOCUMENTATIONS

HOECHST LIVREAZĂ :

®HOSTALEN

Încă din anul 1957 uzinele Hoechst au introdus un tip special de polietilenă de înaltă densitate pentru fabricarea țevilor. De atunci țevile din Hostalen au dat rezultate satisfăcătoare în cazuri de condiții nefavorabile de sol și de extreme climaterice.
Țevile de presiune din hostalen cu diametre nominale mici, sînt flexibile, datorită cărui fapt pot fi ocolite cu ele obstacolele naturale ca de exemplu stîncile.
Țevile în lungimi mari de construcție pot fi ușor transportate; în consecință, puține îmbinări. Țevile din Hostalen pot fi sudate în mod simplu, folosind metoda de sudură cu elemente de încălzire.
Țevi de diametre mai mici pot fi îmbinate cu fitinguri.
Există și țevi din Hostalen extrudate fără nadă, cu diametrul exterior pînă la 1 200 mm, pentru canalizare.



RO 34

HOECHST

Societatea anonimă a Uzinelor de culori HOECHST AG este una din industriile chimice mari din lume.
În afară de societățile afiliate : Kalle AG, Knapsack AG, Behringwerke AG și Industriile chimice Albert, mai aparțin industriilor noastre, Societatea Messer Griesheim GmbH, Societatea Friedrich Uhde GmbH și alte firme din țară și străinătate.
Programul de livrare cuprinde toate domeniile chimiei moderne: materii colorante, pigmenți, tenside, materiale auxiliare pentru industria textilă, eteri de celuloză, produse intermediare, medicamente, chimicale fine pentru farmaceutică, seruri, vaccinuri, materii prime pentru industria lacurilor, solvenți, materii chimice organice și anorganice, ceruri, produse glicolice, fibre chimice, materiale sintetice, îngrășăminte, mijloace pentru protecția plantelor, folii, aparate și produse pentru tehnica reproducerii, mașini, aparate și unelte pentru tehnica sudurii sparte și tehnica temperaturilor joase, gaze industriale, precum și planificarea și construcția de instalații chimice.

FARBWERKE HOECHST REPUBLICA FEDERALĂ A GERMANIE

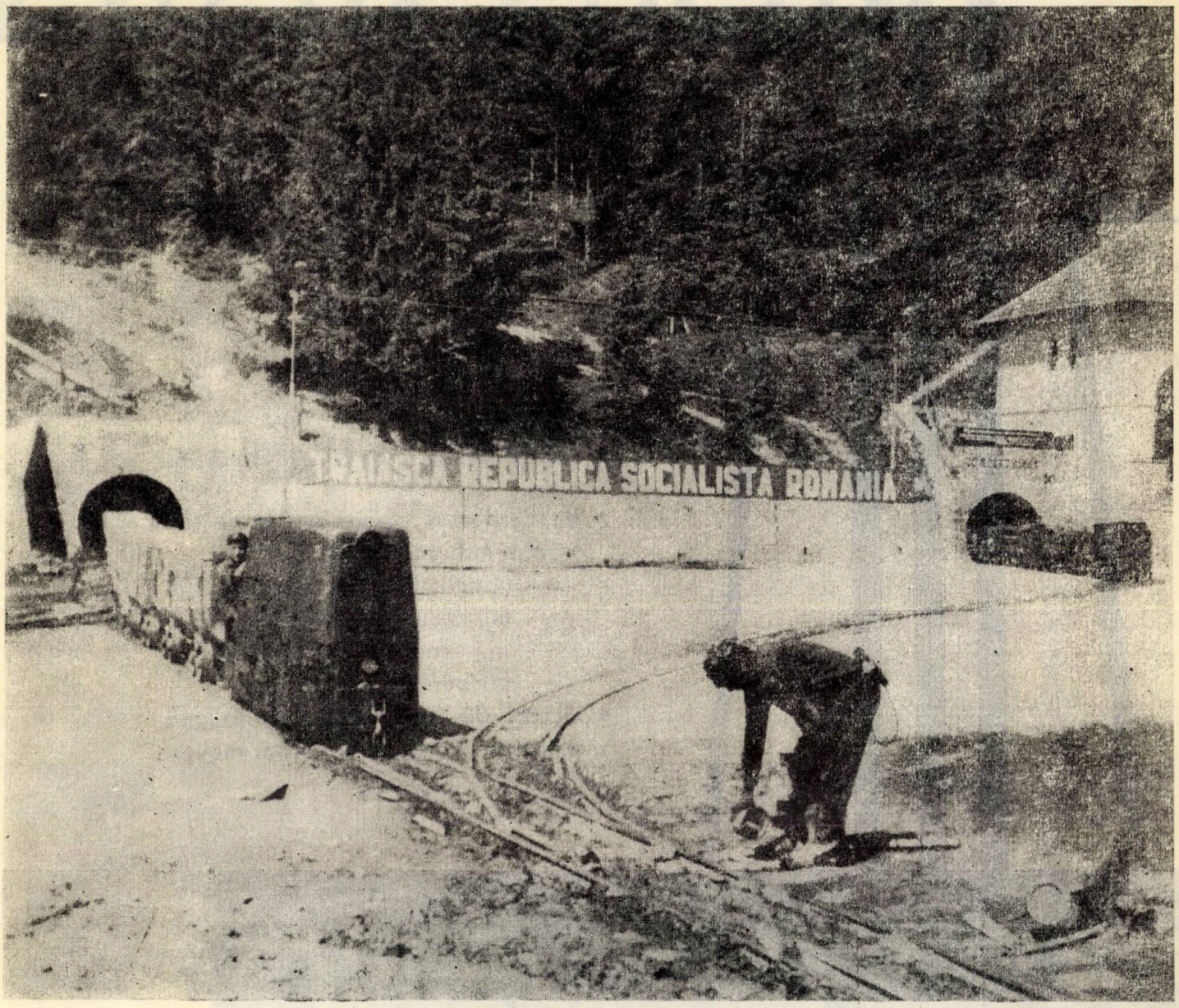
INTREPRINDEREA DE EXPLORĂRI MINIERE MARAMUREŞ

BAIA MARE, str. Bicaz nr. 1

Execută:

- prospecţiuni geologice
- ridicări topografice
- explorare prin foraje şi lucrări miniere
- deschiderea zăcămintelor de substanţe minerale utile pentru:
  - — minereuri neferoase: cupru, zinc, plumb, aur
  - — minereuri nemetalifere

INTREPRINDEREA MINIERĂ BĂLAN



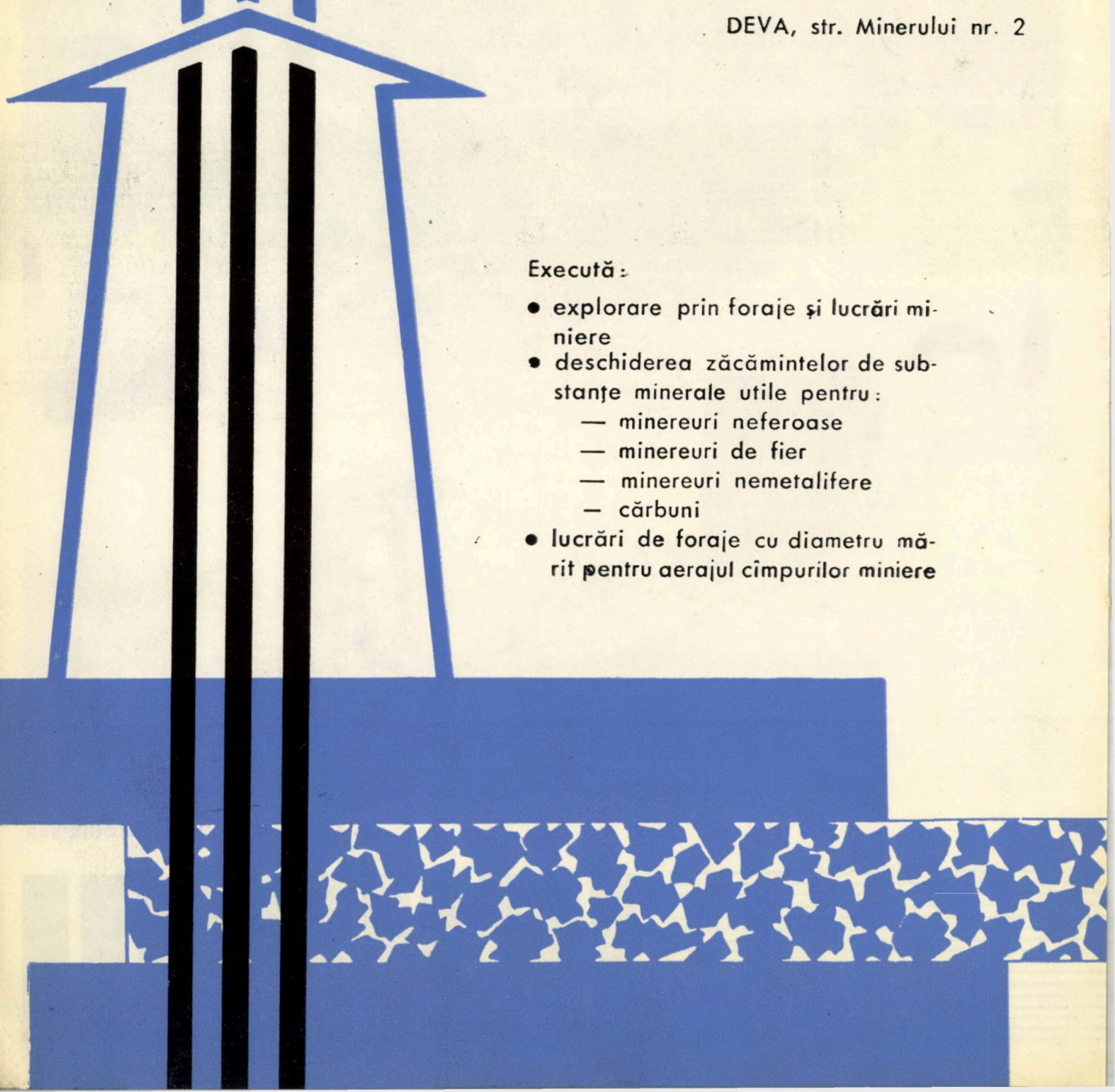
GALERIILE DE COASTĂ ANTONIU SUD

INTREPRINDEREA DE EXPLORĂRI MINIERE HUNEDOARA

DEVA, str. Minerului nr. 2

Execută:

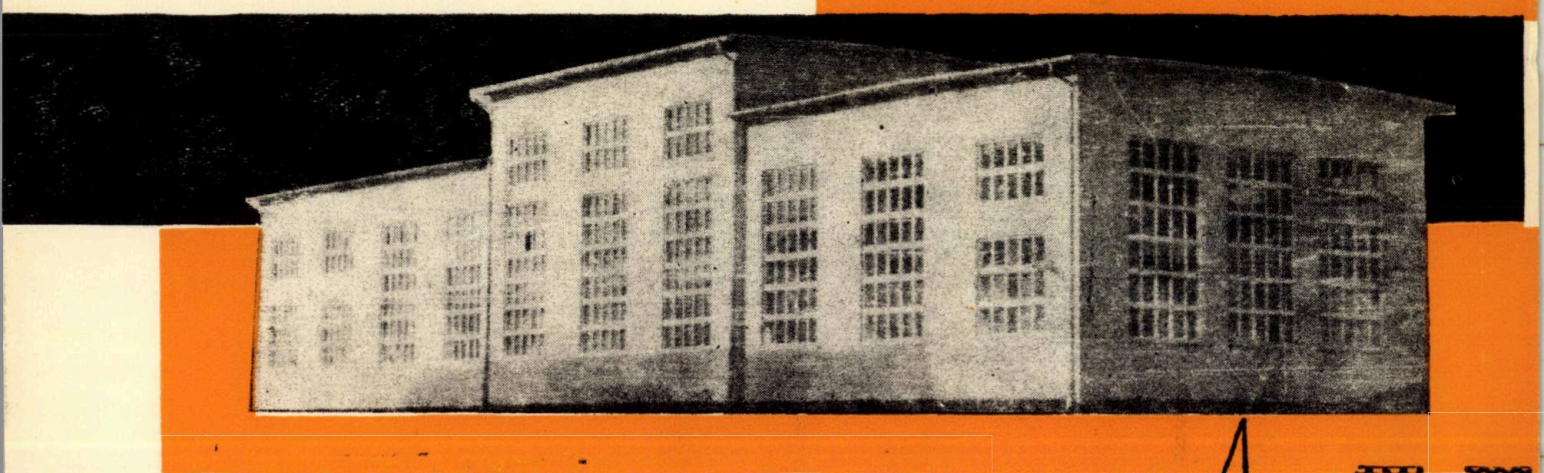
- explorare prin foraje și lucrări miniere
- deschiderea zăcămintelor de substanțe minerale utile pentru:
  - — minereuri neferoase
  - — minereuri de fier
  - — minereuri nemetalifere
  - — cărbuni
- lucrări de foraje cu diametru mărit pentru aerajul cîmpurilor miniere



CENTRUL DE CERCETĂRI PENTRU MINEREURI NEFEROASE BAIA MARE

EXECUTĂ

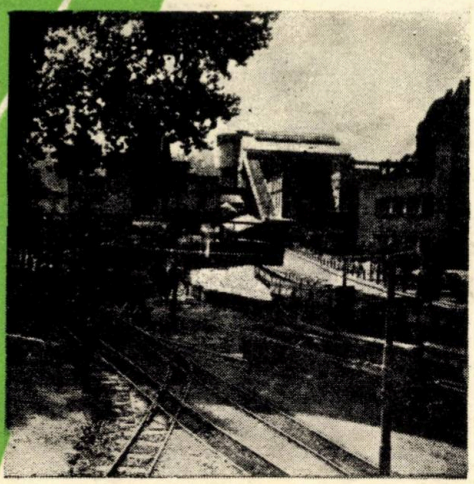
- Analize chimice și fizice prin metode spectrale, polarografice, fotometrice, radiometrice etc.
- Analize mineralogice și studii geochimice
- Analize de uleiuri și reactivi
- Încercări pentru cabluri de tracțiune
- Verificarea și recondiționarea unor aparate electrice de măsură
- Prototipuri de aparate din domeniul preparării substanțelor minerale utile ș.a.



STUDII ȘI CERCETĂRI PRIVIND PROBLEME LEGATE DE

- metode de exploatare
- săparea, susținerea sau hidroizolarea lucrărilor miniere
- perforare, pușcare, explozivi minieri
- aeraj minier
- stabilirea prăfuirii și combaterea prafului, microclimat (în subteran și în uzine de preparare a minereurilor)
- medicină minieră
- mecanizarea lucrărilor miniere
- experimentări de utilaje
- automatizări ale unor procese – în subteran și în uzine de preparare
- determinarea procedeelor de preparare a substanțelor minerale utile prin :
  - metode gravitaționale
  - concentrare electromagnetică
  - hidrometalurgie
  - folosirea izotopilor radioactivi

1967 OKT 20



Circuitul de la suprafața minei
și Preparația Lupeni

COMBINATUL CARBONIFER VALEA JIULUI

E 1433

10

OCTOMBRIE
1967
VOLUMUL XVIII

REVISTA MINELOR

INTREPRINDEREA DE EXPLORĂRI MINIERE MARAMUREŞ

BAIA MARE, str. Bicaz

Execută:

- prospecţiuni geologice
- ridicări topografice
- explorare prin foraje şi lucrări miniere
- deschiderea zăcămintelor de substanţe minerale utile pentru
  - — minereuri neferoase: cupru, zinc, plumb, aur
  - — minereuri nemetalifere

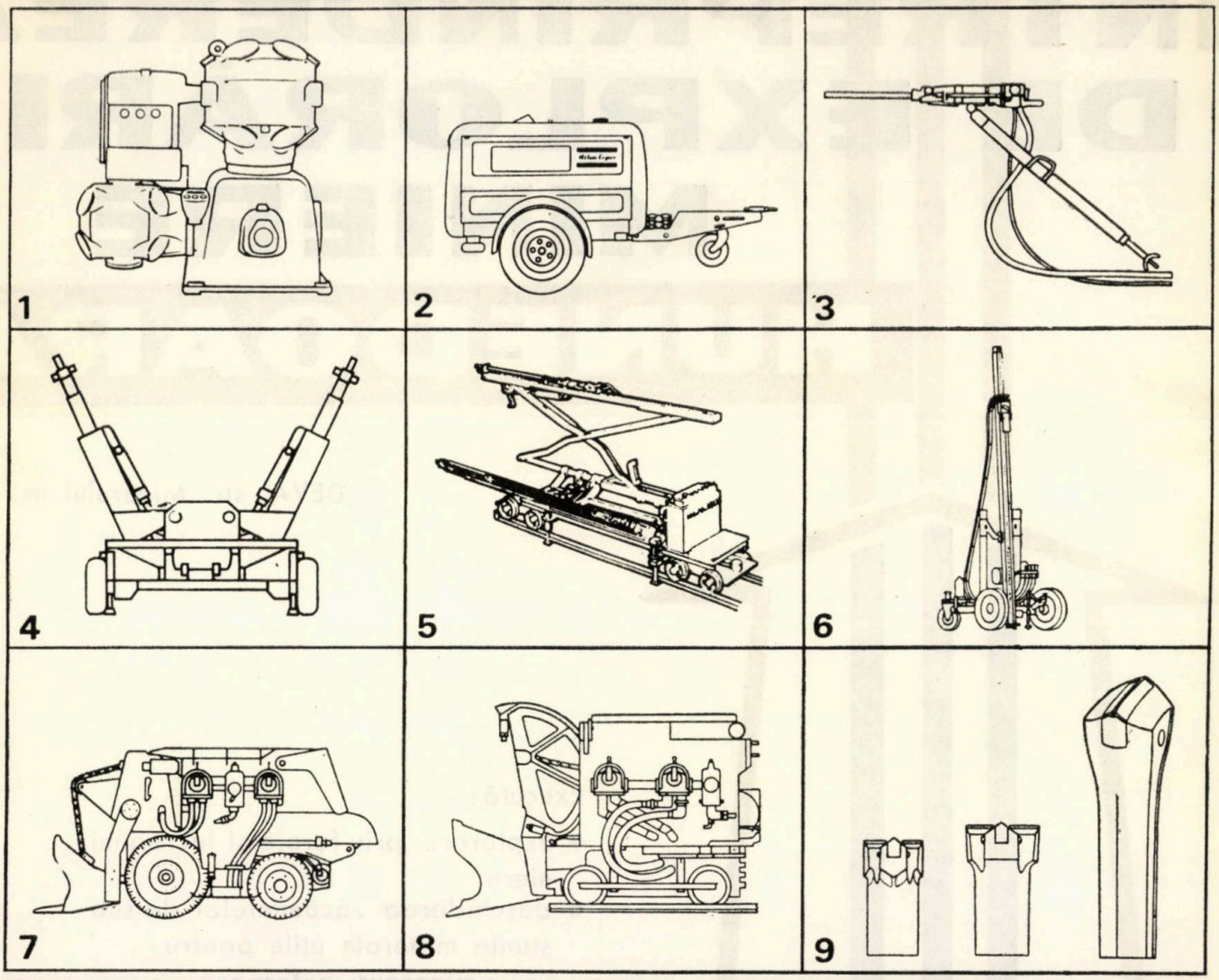
INTREPRINDEREA DE EXPLORĂRI MINIERE

HUNEDOARA

DEVA, str. Minerului nr. 2

Execută:

- explorare prin foraje și lucrări miniere
- deschiderea zăcămintelor de substanțe minerale utile pentru:
  - — minereuri neferoase
  - — minereuri de fier
  - — minereuri nemetalifere
  - — cărbuni
- lucrări de foraje cu diametru mărit pentru aerajul cîmpurilor miniere



9 căi de creştere a producţiei

Atlas Copco poate oferi o gamă largă de utilaje pneumatice, dintre care următoarele 9 utilaje vor reduce preţul de cost în întreprinderea dv.

1 Compresoare stabile cu piston sau şurub, cu capacităţi de .a 0,05 m³ pînă la 550 m³ pe minut

2 O serie completă de compresoare mobile — cu piston sau şurub rotativ, avînd cel mai bun raport între capacitate şi greutate dintre toate tipurile de asemenea compresoare, aflate în comerţ.

3 Perforatoarele Atlas Copco, renumite în lumea întreagă, cu suporturi pneumatice, livrabile şi cu amortizoare a zgomotului.

4 Instalaţii de perforare „Simba", construite în mod special pentru mecanizarea perforării găurilor de mină lungi.

5 Cărucioare mecanizate „Zax" cu 1—3 perforatoare, pentru săparea tunelurilor şi a galeriilor, comandate de un singur om.

6 Serie completă de sondaje pentru perforat găuri de mină în cariere.

7 Maşini automotoare de încărcat şi transportat pe roţi de cauciuc comandate de un singur om.

8 Maşini de încărcat pe şine pentru săparea tunelurilor şi galeriilor.

9 Echipamentul de sfredele Sandvik — Coromant, compus din sfredele monobloc, sfredele prelungitoare şi tăişuri detaşabile.

Completaţi acest cupon şi trimiteţi-l la Maşinimport, Bucureşti, str. M. Eminescu nr. 10, raionul 30 Decembrie, indicînd denumirea întreprinderii, numele, funcţia şi adresa dv.

Atlas Copco

Atlas Copco AB, Stockholm 1, Suedia

Rugăm să ne trimiteţi informaţii asupra următoarelor utilaje pneumatice Atlas Copco

Limba: germană franceză engleză

1 Compresoare staţionare **2** Compresoare portative **3** Perforatoare **4** Instalaţii de perforat Simba

5 Cărucioare de perforat Zax **6** Sondeze pentru cariere **7** Maşini de încărcat şi transportat pe pneuri

8 Maşini de încărcat pe şine **9** Echipament de sfredele

1/67

ORS. ZAGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁRES DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XVIII Nr. 10 1967

CUPRINS

Dobre, Gh. şi Silaşi, I. **Studiul reţelei optime şi eficienţa economică a lucrărilor geologice în explorarea zăcămintelor de substanţe minerale utile solide (III)** . . . . . 425—428

Bădărău, Al. şi Stătulescu, I. **Susţinerea metalică a abatajelor cu front lung din stratul 3 din Valea Jiului, cu folosirea grinzilor lungi independente în condiţiile unui tavan artificial neregulat** 429—433

Dogaru, M., Dima, V., Bădescu, I. Opriş, C. şi Lungu, N. **Cercetări tehnico-economice comparative în faza de model şi pilot, asupra tehnologiilor de exploatare a sării în soluţie prin sonde, cu ridicări continue şi ridicări în trepte aplicate în condiţiile de zăcămînt din R.S.R. (II)** . . . . . 434—440

Stoian, A., Rohr, L. şi Vicol, C. **Prepararea wollastonitului din R.S.R.** . . . . . 441—449

Zăvoianu, N. **Valorificarea raţională a minereurilor de fier** . . . . . 450—457

NOTE

Benea, Şt. şi Fota D. **Utilizarea endoscopului în minerit** . . . . . 457—459

* * * **Estimarea riscurilor provocate de praful în suspensie.** 459—460

Dîrdală, C. **Un nou tip de mezdoză hidraulică pentru măsurători de presiune în galerii şi abataje** . . . . . 460—463

Mircescu, Gr. **Procedeu nou de îmbogăţire pe cale chimică a minereurilor de fier silicioase şi de valorificare a şlamurilor sterile.** . . . . . 463—464

Andrei, D. **Modelarea electrică şi reglarea instalaţiilor miniere de pompare în condiţii de laborator** . . . . . 464—466

DIN ACTIVITATEA ŞTIINŢIFICĂ

ŞTIRI

DOCUMENTARE

COMITETUL DE REDACŢIE

Conf. ing. LUBENESCU DAN, laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BÎRSAN TRAIAN, redactor responsabil adjunct; ing. ANTON PETRE; geol. GURĂU ANDREI; prof. dr. docent HUBER PANU ION, membru corespondent al Academiei Republicii Socialiste România; ing. MILIŢESCU ERACLE; ing. MOGHIOROŞ EMERIC; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. POPESCU GABRIEL; ing. SCRIPĂŢ VASILE, ing. ŞONCODI CORIOLAN; ing. VALVARIC NICOLAE

REVISTA MINELOR

ANUL XVIII Nr. 10 OCTOMBRIE 1967

СОДЕРЖАНИЕ

Добре, Г. и Силашь И. *Изучение оптимальной сети и экономическая эффективность геологических работ при разработке месторождений твердых полезных ископаемых*

Бэдэрэу, А. и Стэтулеску, И. *Металлическое крепление лав в 3-ем пласте Валя Жиулуй с использованием длинных самостоятельных верхняков.*

Описывается способ, при котором можно создать благоприятные условия применения крепления с шарнирными верхняками, а также наиболее соответствующий способ монтажа ложной кровли при методе разработки с разделением пласта на горизонтальные нисходящие слои, с обрушением и с выемкой угля лавами по простиранию.

Догару, М., Дима, В., Бэдеску, И., Оприш Кандид и Лунгу, Н. *Технико-экономические сравнительные исследования на модели и в испытателной фазе вопроса технологии разработки посредством растворения соли в скважинах, с постоянными с ступенчатыми подъемами, применяемой в условиях месторождения Социалистической Республики Румынии (II).*

Стоян, А., Рор, Л. и Викол, К. *Обогащение воластонита в С.Р.Р.*

Даются минералогический и химический составы воластонита, область использования в промышленности, а также исследованные схемы обогащения.

Зэвояну, Н. *Рациональное освоение железных руд.*

В статье излагается вопрос обогащения и подготовки железных руд для доменной печи.

ЗАМЕТКИ

ДОКУМЕНТАЦИЯ

INHALT

Dobre, Gh. und Silaşi I. *Studie bezüglich des optimale Natzes und ökonomischen Wirkungsgrades der geologischen Arbeiten bei der Erschürfung von Lagerstätten Kompakter nutzbarer Mineralien.*

Bădărău, A. und Stătulescu, I. *Metallischer Ausbau der Strebbauer im Flőz 3 des Jiutaler Kohlenreviers, bei Verwendung langer, selbeständiger Kappen.*

Der Artikel beschreibt die Art und Weise vie für den Ausbau mittels Gelenkkappen günstige Bedingumgen geschaffen werden können, sovie auch die zweckmässigste Art des Ausbaus von Künstlichem Hangenden bei abfallend geführtem Schreibenbruchbau mit langen, streichenden Streben.

Dogaru, M., Dima, V., Bădescu, I., Opriş Candid und Lungu, N. *Vergleichende technisch — ökonomische Untersuchungen in der Modell — und Pilotphase, bezüglich der Technologie der Gewinnung des Steinsalzes durch Bohrlöcher in Form von Lösungen in der Sozialistischen Republik Rumänien, sovohl bei fortlaüfendem als auch stufenveise erfolgendem Anheben (II).*

Stoian, A., Rohr, L. und Vicol, C. *Die Aufbereitung des Wollastonites in der Sozialistischen Republik Rumänien.*

Im Aufsatz wird die mineralogische und chemische Zusammensetzung des wollastonites, dessen industrielle Verwendung und die untersuchten Aufbereitungsschemen behandelt.

Zăvoianu, N. *Rationelle Verwertung der Eisenerze.*

Der Aufsatz behandelt die Aufbereitung und die Vorrichtung der Eisenerze für den Hochofen.

NOTIZEN

AUS DER WISSENSCHAFTLICHEN DOKUMENTATION

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XVIII Nr. 10 1967

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁRES DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

Studiul reţelei optime şi eficienţa economică a lucrărilor geologice în explorarea zăcămintelor de substanţe minerale utile solide (III)

Dr. ing. GH. DOBRE şi ing. I. SILAŞI

Aspectul economic al desimii optime a lucrărilor geologice

În lucrarea de faţă se examinează desimea optimă a lucrărilor geologice în cazul zăcămintelor neomogene, costul unei lucrări schimbîndu-se cu locul de amplasare.

Dacă la stabilirea desimii optime a lucrărilor geologice pe diferite zone ale unui zăcămînt neomogen preţul de cost al unei lucrări este acelaşi, indiferent de locul unde ar fi ea amplasată, soluţia dată este optimă nu numai sub aspectul preciziei cu care se obţin rezervele determinate, ci în acelaşi timp ea are şi cea mai mare eficienţă economică. Această coincidenţă nu mai are loc dacă în diferitele zone ale unui zăcămînt neomogen diferă şi preţul de cost pe lucrare de la o zonă la alta În asemenea cazuri, determinarea volumului lucrărilor geologice pe întregul zăcămînt şi repartizarea lor pe zone trebuie astfel făcută, încît cu minimum de cheltuieli, cantitatea şi calitatea rezervelor să se obţină cu o precizie maximă. În acest sens, în cele ce urmează vom examina două aspecte ale problemei şi anume :

— pentru cercetarea unui zăcămînt neomogen într-o perioadă oarecare, se alocă un anumit fond şi se cere repartizarea lucrărilor geologice pe zone, astfel ca erorile care afectează cantitatea şi calitatea rezervelor să fie minime

— într-un zăcămînt neomogen, rezervele trebuie deteminate cu o precizie fixată dinainte şi se cere desimea lucrărilor geologice pe zone, astfel ca preţul de cost al acestora pe tot zăcămîntul să fie minim.

* În prezenta lucrare s-au adoptat următoarele notaţii : n_j n— numărul lucrărilor geologice pe zone şi pe total care traversează zăcămîntul pe toată grosimea lui ; N_j, N — suprafaţa zăcămîntului pe zone şi pe total ; m_j, m, σ_i (x), D_j (x), D (m) — media, abaterea medie pătratică, respectiv dispersia pe zone şi pe total ; c_j, C — preţul de cost pe lucrare şi pe total ; e — eroarea limită probabilă ; z — coeficientul de probabilitate corespunzător unei probabilităţi alese P.

1. Determinarea rezervelor cu o precizie maximă fiind dat costul total al lucrărilor geologice

Să presupunem că pe baza datelor obţinute din lucrările geologice executate într-un zăcămînt s-au delimitat zonele cu caracteristici diferite, iar pentru fiecare zonă s-au stabilit parametri statistici de variaţie a grosimii şi a conţinutului în componenţi utili. De asemenea, s-a stabilit preţul de cost al unei lucrări geologice care diferă de la o zonă al alta (zonele sînt la adîncimi diferite, duritatea rocilor acoperitoare nu este aceeaşi etc.). Fie c_j preţul de cost al unei lucrări geologice pentru zona A_j. Pentru cercetarea în continuare a zăcămîntului, pe o anumită perioadă se alocă o anumită sumă C.

În limita aceluiaşi fond alocat C, lucrările geologice se pot executa în mai multe variante, în funcţie de modul cum se repartizează pe zone. De exemplu, dacă în zonele unde preţul de cost al unei lucrări este mai mic se realizează o reţea mai deasă, atunci cu suma totală C se va putea executa un număr mai mare de lucrări pe tot zăcămîntul şi invers. Există numeroase variante posibile şi fiecare din ele conduce la anumite erori care afectează cantitatea şi calitatea rezervelor determinate. Din toate variantele posibile trebuie aleasă aceea care conduce la cunoaşterea rezervelor cu o precizie maximă *.

Condiţia ca preţul de cost total al lucrărilor geologice să fie C este :

$$\sum_{j=1}^{k} c_j n_j = C. \qquad (1)$$

Precizia cu care se obţin rezervele este maximă dacă dispersia mediei de selecţie pe tot zăcămîntul este minimă. Din punct de vedere teoretic, problema enunţată revine deci la determinarea

numerelor n_j, astfel ca ele să satisfacă relaţia (1), iar expresia :

$$\sum_{j=1}^{k} \frac{N_j^2}{N^2} (1 - f_j) \frac{D_j(x)}{n_j}, \qquad (2)$$

să fie minimă. Soluţia acestei probleme de extreme cu legături este :

$$n_j = \frac{N_j \sigma_j(x)}{\sqrt{c_j}} \cdot \frac{C}{\sum_{j=1}^{k} N_i \sigma_j(x) \sqrt{c_j}} \cdot \qquad (3)$$

Cu aceste valori ale numărului lucrărilor geologice pe zone, dispersia mediei de selecţie pe tot zăcămîntul are următoarea expresie :

$$D(m) = \frac{1}{N^2} \left[\frac{\left(\sum_{j=1}^{k} N_j \sigma_j(x) \sqrt{c_j} \right)^2}{C} - \sum_{j=1}^{k} N_j \sigma_j^2(x) \right]. \qquad (4)$$

În cele ce urmează vom exemplifica problema tratată, în cazul unui zăcămînt de fier.

Zăcămîntul este împărţit în patru blocuri geologice distincte, situate la adîncimi diferite, ceea ce face ca preţul de cost pe foraj să difere de la un bloc la altul.

În cadrul explorării preliminare s-a executat un număr redus de foraje prin care s-au conturat aproximativ cele patru blocuri geologice, estimîndu-se pe fiecare din ele grosimea medie, abaterea medie patratică a grosimii şi preţul de cost orientativ al unui foraj. Din datele obţinute a reieşit că repartiţia fierului în zăcămînt este uniformă, iar grosimea prezintă variaţii mari. De aceea, problema stabilirii reţelei optime a lucrărilor geologice se va examina în funcţie de variaţia grosimii.

Datele obţinute din lucrările executate sînt prezentate în tabela 1.

Tabela 1

Blocul B_j	Suprafaţa N_j	Nr. forajelor executate n_j	Grosimea		Preţul de cost mii lei/ lucrare c_j	$N_j m_j$
			m_j	$\sigma_j(x)$		
B_1	1 000 000	5	0,70	0,70	36	700 000
B_2	1 000 000	6	1,60	1,44	64	1 600 000
B_3	10 000 000	10	0,80	0,48	81	8 000 000
B_4	9 000 000	9	0,70	0,49	196	6 300 000
Total	21 000 000	30				16 600 000

Cu datele din tabela 1, grosimea medie pe zăcămînt este :

$$m = \frac{16\,600\,000}{21\,000\,000} = 0{,}78.$$

Pentru explorarea zăcămîntului în continuare cu foraje se alocă un fond de 16 862 mii lei. Se cere ca în limita sumei destinate să se repartizeze forajele pe cele patru blocuri, astfel ca eficienţa lor să fie maximă, adică ele să conducă la cel mai avansat grad de cunoaştere a zăcămîntului. În acest sens, vom adăuga la cheltuielile deja efectuate, fondurile noi :

$$C = 16\,862 + \sum_{j=1}^{4} C_j n_j = 20\,000 \text{ mii lei.}$$

În tabela 2 se arată modul în care se desfăşoară calculele, rezultînd numărul total al forajelor pe blocuri, inclusiv cele executate deja, iar prin diferenţă se obţin forajele care urmează a se executa.

Cu datele din tabela 2 şi ţinînd seama de (4), dispersia mediei de selecţie are următoarea valoare :

$$D(m) = \frac{1}{21^2 \times 10^{12}} \left(\frac{12066^2 \times 10^8}{2 \times 10^4} - 7\,028\,500 \right) \approx$$

$$\approx 0{,}0016.$$

În urma executării acestor foraje, eroarea maximă probabilă care va afecta grosimea medie pe zăcămînt (deci aproximativ cantitatea rezervelor) va fi :

$$e = \pm \frac{1{,}96 \times \sqrt{0{,}0016}}{0{,}78} \times 100 \approx \pm 10{,}2\,\%.$$

În exemplul considerat rezultă că în limita sumei de 16 862 mii lei urmează să se execute 159 foraje repartizate pe blocuri aşa cum rezultă din tabela 2. În oricare alt mod s-ar utiliza fondurile alocate s-ar realiza un grad de cunoaştere mai redus al rezervelor determinate pe tot zăcămîntul.

Tabela 2

Blocul	$N_j \sigma_j(x)$	$\sqrt{c_j}$	$N_j \sigma_j(x) \sqrt{c_j}$	$\frac{N_j \sigma_j(x)}{\sqrt{c_j}}$	Numărul forajelor n_j		$N_j \sigma_j^2(x)$
					total	din fondurile noi alocate	
B_1	700 000	6	4 200 000	116 666	19	14	490 000
B_2	1 440 000	8	11 520 000	180 000	30	24	2 073 600
B_3	4 800 000	9	43 200 000	533 333	88	78	2 304 000
B_4	4 410 000	14	61 740 000	315 000	52	43	2 160 900
Total			120 660 000		189	159	7 028 500

2. Determinarea rezervelor cu o precizie fixată dinainte astfel ca lucrările geologice să se execute cu cheltuieli minime

Executîndu-se o rețea rară de lucrări geologice într-un zăcămînt neomogen, se pot separa zonele omogene ale acestuia și se determină orientativ abaterile medii patratice, mediile de selecție și costul unei lucrări geologice pe fiecare zonă în parte. În cursul cercetării în continuare a zăcămîntului, se cere să se proiecteze lucrările pe zone, astfel încît erorile probabile cu care se obțin rezervele totale pe zăcămînt să nu depășească o limită fixată dinainte, iar costul total al lucrărilor geologice să fie minim. Deci practic se dau N_j, $\sigma_j(x)$, m_j, c_j și e și se cer numerele n_j.

Punînd condiția ca eroarea relativă maximă a mediei de selecție să fie egală cu un număr dat e și ținînd seama de expresia acestei erori și a dispersiei mediei de selecție, se obține relația:

$$\frac{e^2 m^2}{10^4 z^2} = \sum_{j=1}^{k} \frac{N_j^2}{N^2}(1 - f_j)\frac{D_j(x)}{n_j}. \qquad (5)$$

Problema pusă poate fi enunțată și astfel:

Se cere să se detemine numerele n_j, astfel ca ele să satisfacă relația (5) iar expresia

$$\sum_{j=1}^{k} c_j n_j,$$

să fie minimă.

Soluția problemei este dată de relația:

$$n_j = \frac{N_j \sigma_j(x)}{\sqrt{c_j}} \cdot \frac{\sum_{j=1}^{k} N_j \sigma_j(x)\sqrt{c_j}}{N^2 D(m) + \sum_{j=1}^{k} N_j \sigma_j^2(x)} \qquad (6)$$

În (6), $D(m)$ este dispersia mediei de selecție și în cazul considerat ea are valoarea care rezultă pentru o eroare relativă e dată și anume:

$$D(m) = \frac{e^2 m^2}{10^4 z^2}. \qquad (7)$$

Fixînd numărul lucrărilor geologice pe zone cu relația (6), costul total al acestor lucrări pe zăcămînt este minim și rezultă din formula:

$$C_{min} = \frac{\left(\sum_{j=1}^{k} N_j \sigma_j(x)\sqrt{c_j}\right)^2}{N^2 D(m) + \sum_{j=1}^{k} N_j \sigma_j^2(x)} \qquad (8)$$

Pentru exemplificare să considerăm zăcămîntul de fier examinat în paragraful precedent [1].

Datele inițiale sînt cele din tabela 1.

Se cere să se determine numărul forajelor pe zone, astfel ca eroarea probabilă care afectează cantitatea rezervelor să nu depășească ±15%, iar cheltuielile totale să fie minime.

Din relația (7) rezultă:

$$D(m) = \frac{15^2 \times 0{,}78^2}{10^4 \times 1{,}96^2} = 0{,}0036$$

Desfășurarea calculelor este redată în tabela 3, o parte din rezultate fiind reluate din tabela 2.

Din tabela 3 rezultă că pentru a cunoaște rezervele cu o eroare maximă de ±15%,

Tabela 3

Blocul	$\frac{N_j \sigma_j(x)}{\sqrt{c_j}}$	$N_j \sigma_j(x)\sqrt{c_j}$	$N_j \sigma_j^2(x)$	n_j	$c_j n_j$
B_1	116 666	4 200 000	490 000	9	324
B_2	180 000	11 520 000	2 073 600	14	896
B_3	533 333	43 200 000	2 304 000	41	3 321
B_4	315 000	61 740 000	2 160 900	24	4 704
Total		120 660 000	7 028 500	88	9 245

este necesar să se execute în total 88 foraje (inclusiv cele executate anterior) și dacă ele se repartizează pe blocuri geologice, așa cum se arată în această tabelă, cheltuielile totale sînt minime, și anume, 9 245 mii lei.

Concluzii

În cele trei părți ale lucrări publicate în numerele 8, 9 și 10 din Revista Minelor, ne-am propus să examinăm posibilitățile de utilizare a statisticii matematice la stabilirea desimii optime a lucrărilor geologice. Ținînd seama de faptul că pînă în prezent, în țara noastră, această problemă nu a fost studiată suficient, am considerat util să prezentăm în primul rînd aspectul teoretic al acesteia. Pentru a ilustra bazele teoretice expuse, s-au tratat și cîteva exemple. Din lucrare se desprind următoarele.

1. Pentru obținerea unei eficiențe economice ridicate, lucrările de cercetare geologică se execută în etape. Rezultatele obținute în fiecare etapă sînt prelucrate astfel încît să se obțină toate datele necesare fundamentării etapei sau fazei următoare.

2. Paralel cu cercetarea amănunțită a condițiilor geologice ale zăcămintelor de substanțe minerale utile, studiul statistic al caracteristicilor acestora se impune tot mai mult ca un factor important ce contribuie al mărirea eficienței economice a lucrărilor geologice.

3. Factorii esențiali de care depinde desimea lucrărilor geologice pentru obținerea cantității și calității rezervelor sînt gradul de variabilitate al grosimii corpurilor de substanțe minerale utile, caracterul variației conținutului în componenți utili, cît și dimensiunile zăcămintelor. În afara acestora, trebuie să se țină seama de factorii geologici a căror influență directă asupra preciziei cunoașterii rezervelor nu se poate exprima direct (continuitatea mineralizației, gradul de tectonizare etc.).

4. În succesiunea executării lucrărilor de cercetare geologică, studiul desimii lor trebuie efectuat pe zone de extinderi diferite ale zăcămintelor. Astfel, în cadrul explorării preliminare este indicat să se examineze pe tot zăcământul desimea lucrărilor geologice, iar în faza explorării de detaliu rezervele din zona în care se studiază reţeaua optimă de exporare nu trebuie să depăşească producţia pe un an.

5. Începînd de la un anumit număr de lucrări geologice executate, îndesirea acestora atrage după sine o îmbunătăţire neînsemnată a gradului de cunoaştere a rezervelor determinate, iar reducerea numărului acestor lucrări sub minimul acceptabil atrage după sine obţinerea rezervelor cu erori mari. În acest sens, metodele statistice matematice permit stabilirea unui interval optim în care trebuie să fie cuprins numărul lucrărilor geologice.

6. În cazul zăcămintelor neomogene, la repartizarea lucrărilor geologice trebuie să se ţină seama de caracteristicile mineralizaţiei în fiecare zonă.

7. În afara cunoaşterii cu o anumită precizie a cantităţii şi calităţii rezervelor, în zăcămintele în curs de exploatare şi în cele ce urmează să intre în exploatare, trebuie să se cunoască şi condiţiile tehnico-miniere de exploatare, condiţiile hidrogeologice şi tehnologice în măsura necesară întocmirii proiectelor de exploatare.

8. La stabilirea desimii lucrărilor geologice, pe lîngă obţinerea unui grad de cunoaştere corespunzătoar al rezervelor determinate, totdeauna trebuie să se urmărească eficienţa economică maximă a acestora. În atingerea acestui scop trebuie introduse pe o scară largă şi metodele statistice-matematice.

BIBLIOGRAFIE

[1] Mihoc, Gh. şi Urseanu, V. *Matematici aplicate în statistică.* Ed. Academiei R.P.R., 1962.

[2] Onicescu, O. şi Mihoc, Gh. *Calculul probabilităţilor şi aplicaţii.* Ed. Academiei R.P.R., 1956.

[3] Mihoc, Gh., Iosifescu, M. şi Urseanu, V. *Elemente de teorie a probabilităţilor şi aplicaţiile ei.* Ed. ştiinţifică, 1966.

[4] Mihăilă, N. *Introducere în teoria probabilităţilor şi statistică matematică.* Ed. didactică şi pedgogică, 1965.

[5] Rancu, N. şi Tövissi, L. *Statistica matematică cu aplicaţii în producţie.* Ed. Academiei R.P.R., 1963.

[6] Murgu, M., Silaşi, I., Răduţă, I., Gurău, A., Braniştе, P., Bădulescu, I. şi Mercea, E. *Consideraţii asupra alegerii distanţei optime dintre lucrările de explorare la zăcămintele de minereuri.* Revista Minelor, nr. 7, 1963.

TEHNICĂ minieră

Susținerea metalică a abatajelor cu front lung din stratul 3 din Valea Jiului, cu folosirea grinzilor lungi independente în condițiile unui tavan artificial neregulat

Ing. AL. BĂDĂRĂU și
ing. I. STĂTULESCU

În stratul 3 Valea Jiului, în porțiunile mai regulate și mai bine dezvoltate, se aplică metoda de exploatare cu front lung în felii orizontale descendente, cu surpare. Frontul este transversal, cu avansare direcțională. Abatajul, cu excepția coperișului, se susține metalic, folosindu-se stîlpi fabricați în țară după tipul vechi GHH și grinzi din toroane de cablu.

Se folosesc două variante ale unei monografii de susținere cu grinzi paralele cu frontul cu minimum 2 și maximum 4 culoare, respectiv cu minimum 3 și maximum 5 culoare (fig. 1).

Densitatea de susținere realizată este de minimum 0,98 stîlpi/m² și maximum 1,70 stîlpi/m².

În ceea ce privește realizarea tavanului artificial, în ultimii 2 ani s-a trecut la înlocuirea scîndurii de brad cu un covor simplu din împletitură metalică, realizat prin montarea suprapusă a două rînduri de fîșii de împletitură de sîrmă zincată cu ochiuri de 30 mm și diametrul firului de 2,8 mm.

Fîșiile de plasă din rîndul inferior se așează perpendicular pe front, iar cele din rîndul superior sînt dispuse paralel cu frontul. Fîșiile de plasă sînt cusute între ele. În plus, ele sînt întărite cu două rînduri de toroane din cablu vechi așezate perpendicular pe front și paralel cu acesta, formînd ochiuri de 300—400 mm.

Sistemul de susținere descris mai sus prezintă unele deficiențe majore dintre care citățm:

— se bazează pe utilizarea unor elemente de susținere depășite din punct de vedere tehnic, foarte grele (stîlpii au o greutate de 130 kg), dificil de manipulat;

— consumul de lemn este foarte ridicat (22—24 m³/1 000 t) datorită faptului că pentru a asigura securitatea muncitorilor în momentul executării operației de răpire, se montează lîngă armăturile metalice, armături suplimentare de lemn. Acest consum de lemn, inadmisibili de mare pentru un abataj susținut metalic, prezintă și inconvenientul acumulării în tavanul abatajelor a unor cantități mari de material lemnos așezat neregulat, care nu permite realizarea unui tavan plan, regulat, sparg poditura de plasă și impiedică montarea corectă a elementelor de susținere, exercitînd totodată asupra lor eforturi concentrate după direcții oarecare.

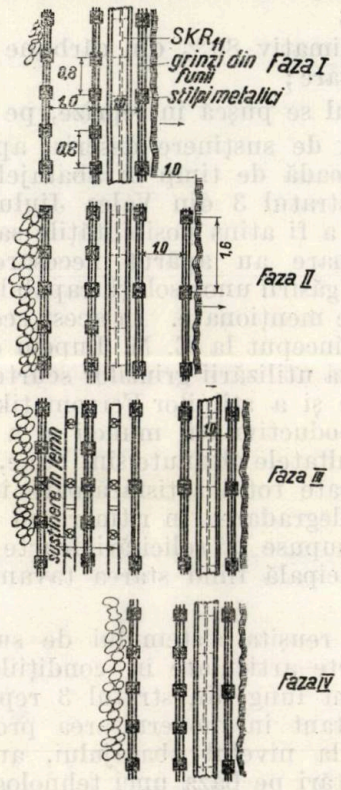


Fig. 1

Caracteristica de funcţionare a stîlpilor care permit tasări de 300—500 mm, duce la o convergenţă extrem de accentuată a tavanului abatajului care se pare a fi în legătură de cauzalitate directă cu dislocările puternice de cărbune din front:

— stîlpii se montează fără a fi preînţepeniţi, motiv pentru care se deplasează uşor din poziţia iniţială. În abataje se constată că majoritatea stîlpilor nu stau cu pălăria în locaşul grinzii de funie, ci direct pe tavan, pe care-l străpung;

— construirea tavanului artificial prin aşezarea fîşiilor de plasă printre stîlpii deja montaţi, duce la existenţa de goluri prin care au loc scurgeri de material steril;

— sistemul de susţinere aplicat nu permite mutarea transportorului prin împingere, motiv pentru care nu se pot utiliza transportoare blindate. Folosirea de transportoare UNIO mutate prin demontare, din două în două fişii, prezintă inconveniente importante ca: durata mare de mutare a transportorului şi consum mare de manoperă;

— cînd transportorul se află în culoarul de lîngă cărbune, partea inferioară a frontului nu se poate puşca pentru a nu dăuna transportorul, recurgîndu-se la depilarea cu ciocanul de abataj;

— aproximativ 80% din cărbune se încarcă prin lopătare;

— frontul se pușcă în reprize, pe tronsoane.

Sistemul de susţinere descris, aplicat de o lungă perioadă de timp în abatajele cu front lung din stratul 3 din Valea Jiului, poate fi considerat a fi atins posibilităţile sale maxime şi ca urmare au apărut necesare cercetări în vederea găsirii unor soluţii capabile a elimina deficienţele menţionate. În acest scop, în anul 1965 s-au început la E. M. Lupeni experimentări pe baza utilizării grinzilor scurte articulate tip Klönne şi a stîlpilor Ferromatik. Deşi sub raportul poductivităţii muncii şi a producţiei lunare rezultatele obţinute sînt bune, ele nu pot fi considerate total satisfăcătoare întrucît s-a constatat degradarea în ritm rapid a grinzilor care sînt supuse la solicitări foarte complexe, cauza principală fiind starea tavanului artificial.

Întrucît reuşita sistemului de susţienre cu grinzi scurte articulate în condiţiile abatajelor cu front lung din stratul 3 reprezintă un pas important în modernizarea proceselor de producţie la nivelul abatajului, au fost iniţiate cercetări pe baza unei tehnologii propuse de ICEMIN al căror scop era în principal crearea unor condiţii cît mai bune pentru utilizarea grinzilor articulate.

Cercetările au fost executate în colaborare, de către ICEMIN şi C.C.V.J. în stratul 3,

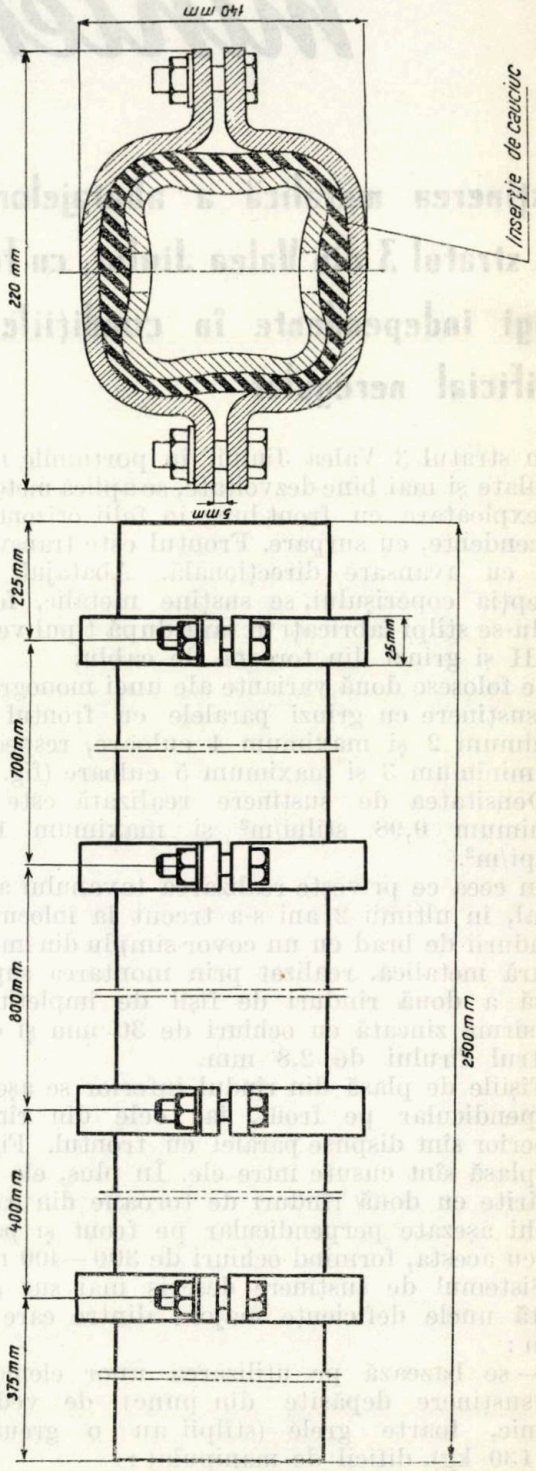


Fig. 2

blocul I Aninoasa, începînd din luna ianuarie 1966. În afara scopului principal urmărit, noul sistem de susţinere propus a urmărit şi soluţionat şi celelalte aspecte deficitare ale sistemului de susţinere practicat în mod curent în bazin.

Sistemul de susţinere experimentat se bazează pe utilizarea grinzilor lungi dispuse perpendicular pe front.

Echipamentul de susţinere folosit este următorul :

Grinzi tubulare ICEMIN 110 × 110 × 9 mm din OLT 65 cu următoarele caracteristici :

— greutate : 27,5 kg/m ;

— moment încovoietor maxim : 750 000 kgf/cm ;

— forţă maximă de strivire : 40 tf.

Grinzile au avut iniţial lungimea de 2,2 m, în final trecîndu-se la grinzi de 2,5 m ; ele au fost prevăzute cu opritori pentru a împiedica deplasarea stîlpilor ca urmare a efectului puşcării sau convergenţei abatajului (fig. 2).

Stîlpi tubulari ICEMIN ST-6 cu lungimea minimă de 2,15 m şi lungime maximă de 2,95 m. Sarcina nominală a stîlpilor este de 25 tf. La 25 tf, stîlpii tasează 30 —60 mm. Stîlpii au fost prevăzuţi iniţial cu tălpi mari, cu diametrul de 250 cm. Stîlpii se preînţepenesc la montare cu o forţă de 2,5 —3 tf, cu ajutorul unui dispozitiv realizat de ICEMIN.

Monografia de susţinere experimentată este prezentată în figura 3. Ea asigură o densitate de susţinere de minimum 1,33 stîlpi/m² şi maximum 2,00 stîlpi/m².

În faza de început a ciclului, abatajul este armat cu grinzi montate la distanţa de 0,8 m, fiecare susţinută pe cîte patru stîlpi.

Transportorul blindat TR —3 se găseşte montat în primul culoar ; el este acoperit cu capace, iar în spatele său, respectiv în faţa rîndului al doilea de stîlpi, se montează paravane din benzi de împletitură de sîrmă care urmează a fi utilizate ulterior pentru realizarea tavanului artificial.

După puşcarea unei fîşii de 1,25 m, cărbunele se evacuează prin ridicarea succesivă a capacelor de pe transportor, în acest fel realizîndu-se autoîncărcarea cărbunelui în proporţie de circa 55 —60 %.

În continuare, se trage cărbunele cu sapa şi în final se încarcă cu lopata circa 10 —15 % din cărbune.

Puşcarea s-a executat în două reprize, începînd cu jumătatea dinspre culcuşul stratului.

Pe măsură ce se evacuează cărbunele, se execută susţinerea fîşiei noi, montîndu-se un nou rînd de grinzi, luate din rezerva abatajului, pe cîte doi stîlpi montaţi în poziţiile *1* şi *4* (fig. 3). Unul dintre stîlpi este luat din rezervă, iar celălalt este răpit de la grinda veche unde fusese montat în poziţie de stîlp *3*.

După ce tot cărbunele a fost evacuat şi întrega fîşie a fost susţinută în modul descris anterior, se demontează stîlpii *1* de la grinzile vechi, se împinge transportorul şi se

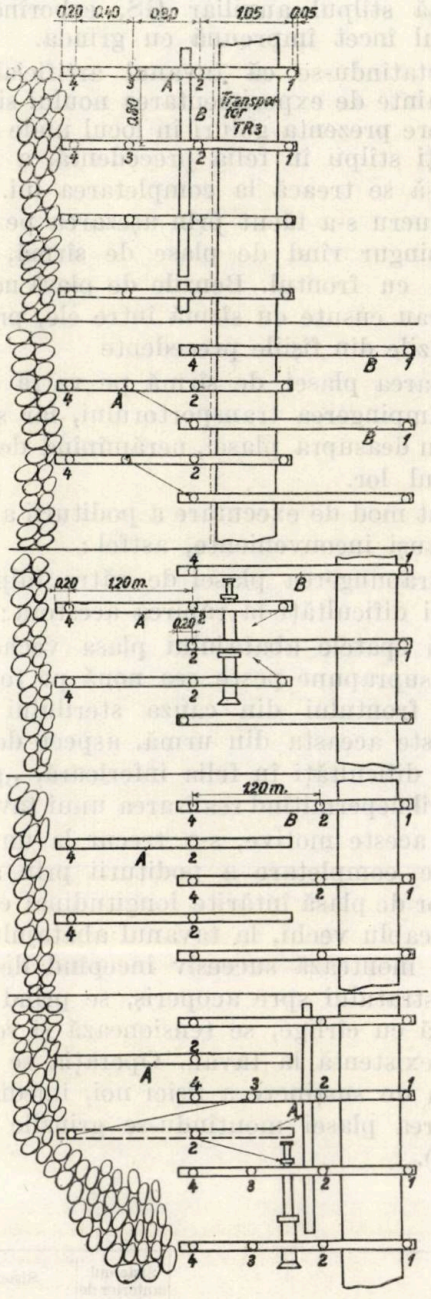


Fig. 3

completează susţinerea prin montarea la grinzile noi, în spatele transportorului, a unui rînd de stîlpi proveniţi din răpirea stîlpilor *1* de la grinzile rămase în urmă.

În continuare se trece la executarea din mai multe puncte a operației de răpire a susținerii astfel:

— se montează un stîlp auxiliar SG cu prelungitor sub grinda ce urmează a fi răpită și se demontează cei doi stîlpi ai ei aflați în pozițiile *2* și *4*;

— se demontează prin declanșare de la distanță stîlpul auxiliar GS, coborîndu-i telescopul încet împreună cu grinda.

Constatîndu-se că tavanul artificial, realizat înainte de experimentarea noului sistem de susținere prezenta goluri în locul unde fuseseră montați stîlpii în felia precedentă, a fost necesar să se treacă la completarea lui. Inițial, acest lucru s-a făcut prin așezarea pe vatră a unui singur rînd de plase de sîrmă, dispuse paralel cu frontul. Benzile de plasă nou montate erau cusute cu sîrmă între ele, precum și de benzile din fîșiile precedente

Așezarea plasei de sîrmă pe vatră se făcea după împingerea transportorului, iar stîlpii se montau deasupra plasei, nerămînînd deci goluri în jurul lor.

Acest mod de executare a poditurii a prezentat totuși inconveniente, astfel:

— străpungerea plasei de către tălpile stîlpilor și dificultăți la răpirea acestora;

— în spatele abatajului plasa veche nu se putea suprapune peste cea nouă pe toată lungimea frontului din cauza sterilului depozitat peste aceasta din urmă, aspect de natură a crea dificultăți în felia inferioară, „pungile" de steril nepermițînd realizarea unui tavan plan.

Din aceste motive, s-a trecut la un alt sistem de completare a poditurii prin așezarea benzilor de plasă întărite longitudinal cu toroane de cablu vechi, la tavanul abatajului. Benzile se montează succesiv începînd de la culcușul stratului spre acoperiș, se prind una de cealaltă cu cîrlige, se tensionează și se cos de plasa existentă la tavan. Operația se execută în faza de susținere a fîșiei noi, imediat după montarea plasei montîndu-se grinzile sub ea (fig. 4).

Completarea poditurii la coperișul stratului s-a făcut în continuare prin așezarea plasei pe vatra abatajului.

Organizarea lucrului în abataj s-a făcut pentru realizarea unui ciclu în 24 h, utilizîndu-se un

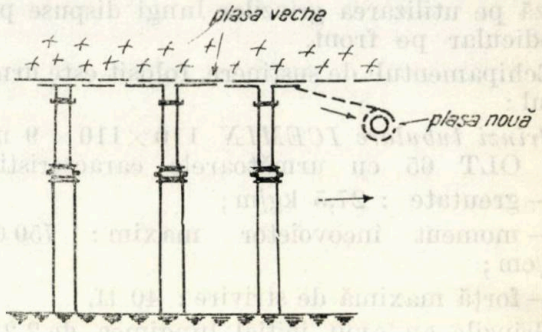


Fig. 4

efectiv de 13—14 muncitori pe schimb, inclusiv personalul de deservire de la rostogol.

Pe parcursul experimentărilor, în afara modificărilor aduse sistemului de completare a poditurii, a mai fost necesar a se aduce adaptări stîlpilor ST-6, în funcție de condițiile specifice de lucru.

Astfel, s-a dovedit că față de rezistența cărbunelui de la E. M. Aninoasa, diametrul tălpii (250 mm) este prea mare, ajungîndu-se în situația că datorită greșelilor de montare sau mișcării stîlpilor din poziția inițială, ei să fie solicitați cu forțe aplicate cu mare excentricitate (12,5 cm), ceea ce provoca încovoieri frecvente ale tocurilor.

Pentru a preîntîmpina acest fenomen, diametrul tălpii stîlpilor a fost micșorat la 180 mm, iar tocul a fost întărit, confecționîndu-se din țeavă OLT 55 de 133×6,5 mm în loc de 127×5 mm. După efectuarea acestor adaptări, n-au mai fost înregistrate decît sporadic încovoieri ale tocurilor stîlpilor.

Într-o perioadă de experimentare de 10 luni, timp în care s-a extras cu noul sistem de susținere o felie și s-a început exploatarea feliei inferioare, s-au înregistrat, comparativ cu sistemul de susținere aplicat anterior, rezultatele consemnate în tabela 1.

Tabela 1

Specificație	Sistemul anterior de susținere (media pe 11 luni din anul 1965)	Sistemul de susținere cu grinzi lungi perpendiculare pe front cu grinzi tubulare ICEMIN și stîlpi ICEMIN ST-6									Coeficient mediu de îmbunătățire, %
		prima felie						a doua felie			
		I	II	III	IV	V	VI	VIII	IX	X	
Lungimea medie a frontului, m	45—47	45	45	50	50	48	45	45	45	45	—
Consum specific lemn de mină, m³/1 000 t	22	12,43	9,087	4,34	4,871	5,039	4,27	4,66	4,70	4,83	79
Productivitate, t/post	4,98	4,18	4,54	4,51	4,702	4,863	5,903	6,25	6,06	6,35	24
Producția lunară, t/lună	5 981	4 343	5 172	6 728	6 159	5 675	6 793	6 005	6 161	6 461	3

Din analiza tabelei se observă că realizările s-au îmbunătăţit continuu, pe măsura însuşirii noii tehnologii de lucru de către muncitori.

Comparînd media realizărilor din trimestrul III. 1966, perioadă cînd se considera că faza de însuşire este pe terminate, se constată că prin noul sistem de susţinere experimentat, faţă de vechea tehnologie, consumul specific de lemn s-a redus cu circa 79%, productivitatea muncii a crescut cu 24%, iar producţia lunară cu 3%. Faţă de metoda precedentă de susţinere metalică, prin noua metodă s-a realizat o economie de 19% la preţul de cost la gura abatajului.

Prin trecerea la grinzi de 2,5 m lungime pentru practic acelaşi volum de muncă prestat pentru operaţii neproductive ca susţinerea, răpirea, mutarea transportorului, producţia pe ciclu va creşte cu 25 —30%. Există deci rezerve pentru creşterea corespunzătoare în continuare a productivităţii muncii şi producţiei lunare a abatajului a căror valorificare va deveni posibilă prin punerea la punct a tehnologiei de puşcare care să asigure saltul respectiv.

Concluzii

Sistemul de susţinere cu grinzi lungi experimentat la E. M. Aninoasa în stratul 3, blocul 1, reprezintă un pas înainte în modernizarea susţinerii în abatajele cu front lung ale stratului 3, dovedindu-se a avea mari avantaje faţă de susţinerea practicată în mod curent în Valea Jiului. Astfel :

— Se elimină integral utilizarea lemnului la susţinerea abatajului cu excepţia spiţurilor de la coperiş şi culcuş, realizîndu-se o reducere a consumului specific de lemn de mină cu circa 79%. Chiar în felia inferioară se poate constata efectul acestei reduceri, starea tavanului îmbunătăţindu-se considerabil.

— Sîlpii metalici tubulari ICEMIN ST-6 adaptaţi pentru condiţiile de lucru din stratul 3 Valea Jiului, cu talpă cu dimensiuni reduse şi cu tocul întărit, corespund atît din punctul de vedere al curbei caracteristice cît şi al rezistenţei, degradările fiind reduse la proporţii minime.

De asemenea, avînd greutatea cu 35% mai mică decît a stîlpilor GHH — Valea Jiului, stîlpii sînt mai uşor de manipulat. De altfel, ei au o greutate cel mult egală cu a stîlpilor importaţi de egală lungime.

— Grinzile tubulare ICEMIN şi sistemul de susţinere în ansamblu se acomodează foarte bine la condiţiile grele din abataj, cauzate de existenţa unui tavan de plasă cu goluri, denivelări şi în prezenţa unei saltele groase constituite din lemnele vechi provenite din feliile superioare.

— Sistemul de susţinere permite utilizarea transportoarelor blindate mutate prin împingere, autoîncărcarea cărbunelui în proporţie de 55 —60%, reducîndu-se atît durata acestor operaţii cît şi efortul fizic al muncitorilor.

— Noua tehnologie de lucru permite creşterea productivităţii muncii cu circa 24% şi a producţiei cu 3%.

Îmbunătăţirea tavanului artificial realizat prin aplicarea sistemului de susţinere cu grinzi lungi creează condiţii favorabile de experimentare a susţinerii cu grinzi scurte articulate.

Pentru viitor se conturează pregătirea condiţiilor de aplicare a susţinerii cu grinzi articulate, în toate abatajele cu front lung din stratul 3 Valea Jiului, utilizînd sistemul experimentat pentru extragerea a 2 —3 felii consecutive.

În cursul lunii octombrie 1966, extinderea principiului de susţinere cu grinzi lungi a şi început a se face într-un abataj cu front scurt din blocul 9 de la E.M. Lonea (folosindu-se grinzi tubulare ICEMIN şi stîlpi ICEMIN ST — 6), iar în luna noiembrie 1966 s-a extins şi în abatajul cu front lung din blocul IV de la E. M. Lonea (utilizîndu-se grinzi tubulare ICEMIN şi stîlpi Ferromatik).

Cercetări tehnico-economice comparative în faza de model și pilot, asupra tehnologiilor de exploatare a sării în soluție prin sonde, cu ridicări în trepte, aplicate în condițiile de zăcămînt din R.S.R. (II)

Ing. M. DOGARU,
ing. V. DIMA,
ing. I. BADESCU
ing. C. OPRIȘ și
ing. N. LUNGU

Pentru a verifica relațiile de conducere a procesului tehnologic cu privire la gradul de neregularitate a glourilor de dizolvare, a fost necesar ca în urma măsurătorilor telemetrice și fotogrametrice în golurile sondelor pilot să se calculeze razele medii, minime și maxime, respectiv diametrele minime și maxime, la diferite nivele ale fiecărui gol creat prin cele două metode de exploatare, corespunzătoare perioadelor celor două faze tehnologice: amorsare și exploatare.

S-a găsit situația prezentată în tabelele și 1 și 2 care arată că s-a obținut la una din sonde, cît se poate de exact, diametrul proiectat în faza de amorsare (sonda nr. 2, $D_m = 20{,}6$ m față de 20 m proiectat) în timp ce la cealaltă sondă (nr. 1), diametrul mediu obținut la amorsare a fost de 40,5 m (dublu decît cel proiectat), depășind toate rezultatele stabilite prin calcule, dar nu dintr-o greșeală de dirijare a procesului, ci datorită formei neprevăzute de farfurie, pe care a luat-o golul în această perioadă, la aceeași cantitate de sare extrasă ca și la sonda pilot nr. 2.

Acest fenomen a fost explicat de depunerea sterilului existent aici în cantitatea mai mare decît la cealaltă sondă, care a acoperit pereții golului și i-a izolat față de acțiunea de dizolvare a apei. Această izolare a fost accentuată și de compoziția și modul de lucru a fluidului izolant, care la această sondă a fost un amestec de motorină (50%), cu combustibil special tip A (50%).

Se precizează că la ambele sonde pilot, amorsarea s-a făcut la fel, după aceleași relații de control.

S-au folosit în acest scop comparativ următoarele relații de control a realizării diametrului:

1. *Relația Trump* care consideră forma golului de dizolvare cilindrică:

$$D = \sqrt{\frac{4\,G}{\pi \cdot h\,(\gamma_s - c_m)}}, \text{m} \qquad (1)$$

în care:

D este diametrul golului de dizolvare realizat la un moment dat, m;
G — cantitatea de sare extrasă din gol pînă la data calculării diametrului, t;
h — înălțimea golului de amorsare, m
γ_s — greutatea specifică a sării geme, t/m³;
c_m — concentrația medie a saramurii existente în gol, t/m³.

Pentru orientare asupra aplicabilității relației (1), vom exemplifica mai întîi cazul sondei pilot nr. 2 deoarece, așa cum am arătat mai sus, cealaltă sondă pilot nr. 1 a prezentat un caz particular de dizolvare, datorită impurităților sterile, care în această fază de amorsare a dus la abateri de la legile generale de dizolvare și de formare a golurilor.

Precizăm că diametrul proiectat al sondelor pilot a fost de 20 m.

Valorile factorilor componenți ai relației (1), obținute la sonda pilot nr. 2, au fost

$G = 445{,}827$ t;
$h = 2$ m;
$\gamma_s = 2{,}165$ t/m³;
$c_m = 0{,}017544$ t/m³.

Introduși în formulă, se obține valoarea $D = 17{,}5$ m.

2. *Relația ICEMIN* care consideră forma golului de dizolvare conică:

$$D = \sqrt{\frac{3{,}812\,G}{h(\gamma_s - c_m)}}, \text{m}. \qquad (2)$$

Notațiile factorilor și termenilor componenți ai relației cît și valorile lor sînt aceleași ca și în cazul relației (1). Făcînd calculele rezultă $D = 20$ m.

3. *Relația ICEMIN* care ia în considerare coeficientul de formă experimental f(prezentată în partea I a articolului de față)

$$D = \frac{q \cdot C_m}{f\pi h v_0 (\gamma_s - c_m)}, \text{ m} \qquad (3)$$

în care, în afară de notațiile din relația 1, mai apar:

q reprezintă debitul de apă cu care se alimentează sonda, m³/h;
C_m — concentrația medie a saramurii extrase, t/m³;
f — coeficientul care reprezintă forma golului de dizolvare cu valori stabilite experimental pe modele.

În cazul amorsării prin subtăiere hidraulică, valorile limită sînt 0,111—0,166.

v_0 — viteza de dizolvare orizontală a sării geme, m/h.

Se prezintă valorile factorilor care nu au fost incluşi în relaţiile (1) şi (2), adică:

$q = 10$ m³;
$C_m = 0{,}02509$ t/m³;
$f = 0{,}112$;
$v_0 = 0{,}007$ m/h.

Rezultă, $D = 23$ m.

4. Relaţia care ia în considerare viteza de dizolvare orizontală v_0 (m/h) şi timpul de dizolvare T (ore);

$$D = d + 2\,v_0 T, \text{ m}, \qquad (4)$$

în care:

d este diametrul iniţial al găurii forate, m;
v_0 — viteza de dizolvare orizontală, m/h
T — timpul de dizolvare, ore.

Valorile corespunzătoare componentelor relaţiilor sînt:

$d = 0{,}13$ m;
$v_0 = 0{,}007$ m/h;
$T = 1\,823$ h.

Rezultă, $D = 25{,}73$ m.

Pentru cazul sondei pilot nr. 1, relaţiile de calcul (1), (2), (3) şi (4) prezentate mai sus au arătat valori ale diametrului realizat de 11,7; 19; 18,80 şi 36 m.

Verificarea rezultatelor obţinute, făcută după încheierea programului de experimentare, prin pătrunderea în goluri, prin măsurători directe telemetrice şi fotogrametrice, a arătat valori ale diametrului golurilor realizate în faza de amorsare a celor două sonde astfel:

sonda pilot nr. 2 — D mediu realizat = 20,62 m
sonda pilot nr. 1 — D mediu realizat = 40,5 m.

Din rezultatele obţinute se precizează că relaţiile de calcul care au dat valorile cele mai apropiate de măsurătorile directe au fost relaţiile ICEMIN (2) şi (3) care ţin seama de forma reală a golului de dizolvare ce se creează în faza de amorsare a sondei.

Aplicarea acestor relaţii implică însă obligaţia de a fi verificate simultan şi de relaţia (4); ($D = d + 2\,v_0 T$, m), care prezintă o valoare a diametrului maxim realizat atunci cînd se cunoaşte, cît se poate de exact, viteza de dizolvare la nivelul de amorsare a sondei.

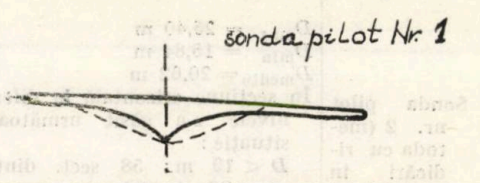
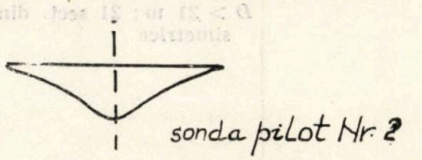
Exactitatea relaţiilor de calcul a valorii diametrului de dizolvare solicită o măsurătoare corectă a tuturor factorilor componenţi.

Abaterile de la măsurătorile directe, ale relaţiilor de calcul, datorită structurii şi omogenităţii sării geme, se consideră în limite admisibile atunci cînd acestea sînt de $\pm$ 0—10%.

Tabela 1

Experimentări de exploatare a sării pe sonde pilot cu dimensiunile proiectate: $D = 20$; $H_{diz} = 25$ m; $q = 11-12$ m³/h.

I *Faza de amorsare*

Sonda pilot şi metoda de exploatare	Diametrul real găsit după măsurări telemetrice şi fotogrametrice executate în urma pătrunderii în goluri	Diametrul calculat în ipoteza formei cilindrice a golului $D = \sqrt{\frac{4G}{\pi\, h\, (\gamma_s - C_m)}}$, m	Diametrul calculat după relaţia ICEMIN în ipoteza formei conice a golului $D = \sqrt{\frac{3{,}812\ G}{h\ (\gamma_s - C_m)}}$, m	Diametrul calculat după relaţia ICEMIN care ia în considerare coeficientul de formă experimental $D = \sqrt{\frac{q\, C_m}{f \cdot \pi \cdot h \cdot V_0\, (\gamma_s - C_m)}}$, m	Diametrul calculat cu relaţia care ia în consideraţie viteza de dizolvare $D = d + 2\,V_0\,T$, m	Forma golului
Sonda pilot nr. 1 (metoda cu ridicări continue)	$D_{max} = 43$ m $D_{min} = 38$ m $D_{mediu} = 40{,}5$ m	$D = 11{,}7$ m	$D = 19$ m	$D = 18{,}80$ m	$D = 36$ m	farfurie (forma de farfurie justifică depăşirea diametrului la aceeaşi cantitate G de sare extrasă) 
Sonda pilot nr. 2 (metoda cu ridicări în trepte)	$D_{max} = 25{,}40$m $D_{min} = 18{,}84$m $D_{mediu} = 20{,}62$m	$D = 17{,}5$ m	$D = 20$ m	$D = 23$ m	$D = 25{,}73$ m	con 

Pentru procesul de dizolvare industrială aceste limite de variaţie a diametrului sînt acceptabile deoarece nu influenţează sensibil nici coeficientul de siguranţă al stîlpilor (respectiv stabilitatea cîmpului de sonde) şi nici coeficientul de extracţie din zăcămînt.

În faza de exploatare a sondelor pilot s-a utilizat, pentru metoda cu ridicări continue, relaţia de calcul:

$$f_t \cdot \pi \cdot R^2 w \gamma_s \frac{T}{24} = nqC_m T + Vc_m, \text{t} \qquad (5)$$

în care:

f_t este coeficientul ce caracterizează forma golului în faza de exploatare, cu valori limită 0,333 — 1;

R — raza golului de dizolvare, m;

$w = \frac{24 \cdot V_T}{N}$ reprezintă viteza de ridicare a coloanei de exploatare, m/o ridicare;

n — coeficientul care caracterizează contracţia saramurii la variaţii de temperatură;

q — debitul de apă în faza de exploatare, m³/h,

C_m — concentraţia medie a saramurii în faza de exploatare, t/m³;

V — volumul golului de dizolvare care creşte pe măsura creşterii decalajului coloanelor de exploatare a sondei, m³;

c_m — concentraţia medie a saramurii rambleu t/,m³.

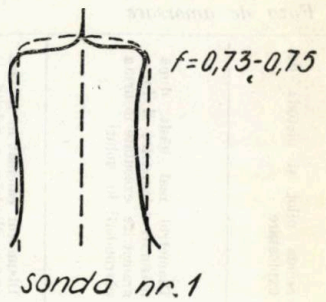
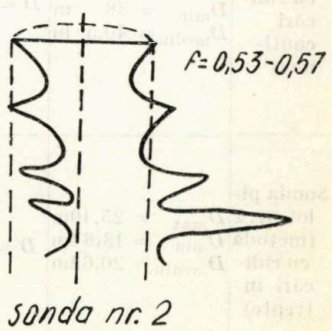
V_T — viteza de dizolvare verticală din tavan;

N — frecvenţa ridicărilor în 24 h;

T — timpul de exploatare, h.

Tabela 2

II *Faza de exploatare*

Sonda pilot şi metoda de exploatare	Diametrul real găsit după măsurători telemetrice şi fotogrametrice (executate în urma pătrunderii în goluri), m.	Diametrul stabilit prin calcul, m	Coeficient de extracţie real faţă de forma teoretică $\frac{G \text{ sare extracţie}}{G \text{ sare teoretică}}$, %	Forma golului
Sonda pilot nr. 1 (metoda cu ridicări continue)	D_{max} = 20 m D_{min} = 17,12 m D_{mediu} = 18,56 m În secţiune orizontală, la diferite nivele, s-a găsit următoarea situaţie: $D < 19$ m; 40 secţ. din care 39 simetrice $D = 19$ m; 40 secţ. din care 37 simetrice $D > 21$ m; 9 secţ. din care 2 simetrice	D_{mediu} = 19 m S-a utilizat relaţia: $f \cdot \pi \cdot D^2 \cdot W \frac{T}{24} \gamma_s =$ $= 4(2C_m T + V \cdot C_m)$ t în care W este înălţimea de ridicare, m/zi	86% (cantitatea de sare G s-a extras într-un timp de 5,33 luni Productivitatea de 3,65 t/h)	Aproximativ cilindrică (coeficient de formă f_t = 0,75) 
Sonda pilot nr. 2 (metoda cu ridicări în trepte)	D_{max} = 25,40 m D_{min} = 15,84 m D_{mediu} = 20,62 m În secţiune orizontală la diferite nivele s-a găsit următoarea situaţie: $D < 19$ m; 58 secţ. dintre care 36 simetrice $D = 19-21$ m; 18 secţ. din care 15 simetrice $D > 21$ m; 21 secţ. din care 16 simetrice	D_{med} = 20 m S-a utilizat relaţia; $h = 14{,}4 \frac{K \cdot C \cdot q}{\pi \cdot r \cdot V_0 \cdot \gamma_s}$, m	75% (cantitatea de sare G s-a extras într-un timp de 7,7 luni Productivitatea de 1,82 t/h	Tronconică (coeficient de formă f_t = 0,57) 

Lucrările experimentale, în cazul metodei de exploatare cu ridicări în trepte, s-au condus, la faza producției, după relația

$$h = 14{,}4\,k\,\frac{C_m \cdot q}{R \cdot v_0 \cdot \gamma_s},\ \text{m} \qquad (6)$$

în care:

h este înălțimea treptei, m;
14,4 — constantă de transformare;
k — coeficientul ce privește cantitatea de sare din saramura rambleu = 1,17;
C_m — concentrația medie a saramurii extrase, t/m³;
q — debitul de apă introdus în sondă, m³/h;
R — raza golului de dizolvare, m;
γ_s — greutatea specifică a sării geme, t/m³.

Ambele relații de dirijare și control (5) și (6) a dizolvării în faza de exploatare a sondelor pilot au dus la rezultate foarte apropiate de dimensiunile medii reale, măsurate direct (telemetric și fotogrametric) ale golurilor de dizolvare.

Astfel, la sonda pilot nr. 1, unde perioada de exploatare s-a făcut prin metoda cu ridicări continue, diametrul mediu realizat a fost de 18,56 m și se corectează situația specială de la amorsare, cînd diametrul realizat al sondei a fost 40,5 m.

Toleranța realizată, față de diametrul proiectat (20 m), a fost de 7%, deci în limite admisibile.

La sonda pilot nr. 2, unde perioada de exploatare s-a realizat prin metoda cu ridicări în trepte, diametrul mediu realizat, măsurat fotogrametric, a fost de 20,62 m, deci s-a obținut o toleranță admisibilă de +3%, față de valoarea diametrului proiectat.

În general, se poate spune că relațiile analitice de dirijare a procesului de exploatare a sării prin sonde dau rezultate apropiate de dimensiunile medii reale ale golului însă trebuie verificate pe parcurs și cu relația care ține seama de viteza de dizolvare și de tipul de amorsare care, indiferent de forma acestuia, duce la rezultate foarte apropiate de dimensiunile reale maxime ale golului [1, 2].

În tabelele 1 și 2 se prezintă o situație centralizată sintetizînd, atît calculele făcute, cît și rezultatele obținute, arătîndu-se în paralel și forma golurilor de dizolvare obținute la cele două sonde pilot, în fazele de amorsare și exploatare.

Se remarcă faptul că la sonda nr. 1 (ridicări continue) s-a găsit, prin măsurători directe telemetrice și fotogrametrice în diferite secțiuni orizontale, următoarea situație efectiv realizată:

— diametrul mediu maxim 20 m (conform temei);
— diametrul mediu minim 17 m;
— diametrul mediu pe sondă, 18,5 m (—1,5 m față de temă);

iar la sonda nr. 2 (ridicări în trepte):

— diametrul mediu maxim 25,4 m;
— diametrul mediu minim 15,84 m;
— diametrul mediu pe sondă 20,62 m (foarte apropiat de prevederile temei).

Forma golurilor sondelor pilot a corespuns întocmai rezultatelor obținute în faza de laborator pe modele [2, 6], adică aproximativ cilindrică în cazul tehnologiei cu ridicări continue și conuri suprapuse în cazul tehnologiei de expoatare în trepte.

În legătură cu simetria golurilor față de axa verticală a sondei, problemă importantă pentru amplasarea sondelor în rețea și pentru rezistența stîlpilor despărțitori, s-a constatat, de asemenea, că dintr-un număr de 97 secțiuni orizontale executate topografic, la metoda cu ridicări în trepte, aplicată pe sonda pilot nr. 2, a rezultat un număr de 26 secțiuni (adică 38%), dizolvări asimetrice, față de axa verticală a golului, asimetric care are valori în diferite direcții ale planului orizontal la diferite nivele cuprinse între 1/4 pînă la 1 rază (peste raza normală de dizolvare), în timp ce la metoda cu ridicări continue, dintr-un număr de 98 de secțiuni reprezentative, numai 11 secțiuni (adică 8%) prezintă asimetrii de dizolvare și acestea foarte mici (mai mult neregularități) cuprinse între 1/6 și 1/2 rază [6] (fig. 1, 2 și 3).

Menționăm că numărul mare de asimetrii ale golului de dizolvare la diferite nivele, pe înălțimea sa, așa cum s-a găsit la metoda cu ridicări în trepte, reprezintă tot atîtea puncte de slăbire a rezistenței stîlpilor despărțitori dintre goluri, mergînd pînă la retezarea completă a stîlpilor și deci la dispariția condiției de stabilitate necesară a cîmpului minier exploatat.

În această situație, evident că tavanul golurilor începe să se deformeze și, în final, să se prăbușească conducînd, în același timp, la imobilizarea rezervelor de sare din adîncime. Un astfel de stîlp retezat exclude posibilitatea de amplasare pe el a unei noi sonde prin care ar urma să se exploateze orizonturi inferioare din zăcămînt, deoarece traversarea lui, printr-un nou foraj, nu mai este posibilă.

Pentru a ilustra acest aspect, în figura 1 se prezintă profile verticale ale sondelor pilot, în ipoteza că lîngă fiecare din ele, la distanța 3 R între axe, au fost amplasate în rețea și alte sonde pilot identice care, funcționînd simultan și după același program în aceleași condiții tehnico-geologice, își dezvoltă golurile relativ identic, obținîndu-se aceleași profile verticale.

În acest caz, stîlpul închis între goluri prezintă gradul de neregularitate și de nesimetrie imprimat de goluri, după tehnologia aplicată și după felul cum aceasta a fost condusă.

Se poate observa ușor, în cazul de față, că la metoda cu ridicări în trepte stîlpul rămas poate fi retezat prin dizolvare.

În al doilea rînd, chiar dacă stîlpul nu ar fi străpuns prin dizolvare, secțiunea utilă de repartizare a presiunilor litostatice pe acest stîlp este variabilă, cu presiuni unitare în creștere, datorită formei sale strangulate cu o lățime mult mai mică (aproximativ de 2 ori) față de stîlpul analog, de la metoda cu ridicări continue. De aici se deduce, în mod clar, că există realmente o situație nedorită de cumulare a presiunilor care duce la un efort unitar mult mai mare la metoda cu ridicări în trepte, care poate depăși rezistența la compresiune a sării geme.

Mai mult decît atît, solicitările stîlpului, datorită formei sale cu pinteni spre goluri, pot fi schimbate din eforturi de compresiune, în eforturi de forfecare și flambaj, la care rezistența sării este mult mai mică și în acest caz prăbușirea cîmpului de sonde este de neînlăturat.

Aceasta poate surveni în timp foarte scurt, chiar în timpul exploatării cîmpului.

Condiția fundamentală de stabilitate a stîlpilor, la metodele de exploatare a sării în camere și stîlpi, care impune ca raportul dintre înălțimea și lățimea stîlpului să fie constant pe toată înălțimea stîlpului, nu poate fi asigurată, după cum rezultă din figura 1, decît la metoda cu ridicări continue.

Din situația expusă se constată, că sondele care au aceleași dimensiuni și sînt amplasate în rețea, la aceeași distanță minimă, duc la surpări, în cazul metodei cu ridicări în trepte și prezintă stabilitate la metoda cu ridicări continue. Pentru a se crea aceeași stabilitate la metoda cu ridicări în trepte, trebuie ca distanța dintre sonde să se mărească de aproximativ două ori, dar aceasta are ca efect reducerea mare a coeficientului de extracție a substanței minerale utile din zăcămînt, situație care nu se poate întîmpla, în aceleași condiții de amplasament, la metoda cu ridicări continue, corect condusă [6].

Revenind la aspectele care privesc prima fază a procesului de dizolvare, la faza de amorsare a sondelor, precizăm că aceasta este importantă și din punct de vedere economic, deoarece în acest timp nu se produce saramură saturată și este necesar să se evite creșterea diametrului peste limitele proiectate, problemă a cărei realizare practică mai trebuie să fie studiată, urmînd să se scurteze timpul de amorsare și evitînd în același timp și subtăierea la bază a stîlpilor de rezistență vecini [2, 4].

Din acest punct de vedere, metoda de amorsare continuă, prin mărirea frecvenței ridicărilor după crearea diametrului proiectat a dus, la sondele pilot, la mărirea vitezei de saturare a solventului și a scurtat foarte mult timpul de amorsare, așa cum rezultă și din curbele prezentate în figura 1.

În faza pilot, s-a constatat, de asemenea, că menținerea nivelului de dizolvare a apei

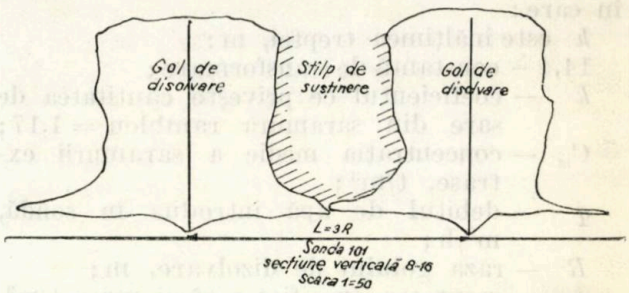


Fig. 1. Exploatare cu ridicări continue.

dulci, chiar un timp determinat, dar mai lung de o zi, poate duce, datorită structurii și conținutului chimic al sării geme, la deviații ale direcției de dizolvare, creînd pericolul arătat, privitor la stabilitatea stîlpilor, datorită nesimetriei sondelor.

Acest caz s-a evidențiat pregnant la sonda pilot nr. 2 cu ridicări în trepte, la treapta nr. 3 unde, practic, stîlpul a fost retezat (fig. 2).

Principalii indici tehnico-economici obținuți experimental în sondele pilot și care confirmă concluziile obținute la faza de modele sînt prezentați în tabela 3.

În paralel cu cercetările privind fenomenele de dizolvare pe modele și pe sonde pilot, s-au cercetat și proprietățile fizico-chimice și tehnologice ale fluidelor izolante, care constituie elementul de dirijare al dizolvării în procesul tehnologic de exploatare prin sonde, obținîndu-se rezultate optime prin folosirea motorinelor.

În consecință, sintetizînd cele expuse, rezultă că din cercetările experimentale întreprinse pe

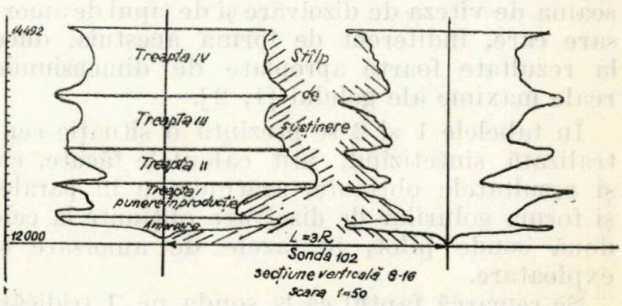


Fig. 2. Exploatare în trepte.

modele și pe cele două sonde pilot de la Ocna Mureș, s-a ajuns la următoarele concluzii tehnico-economice :

1. Exploatarea sării prin sonde poate fi dirijată analitic. Se pot realiza goluri la dimensiuni

Tabela 3

Indici pentru sonde pilot	Metoda de exploatare	
	cu ridicări continue, sonda nr. 1	cu ridicări în trepte, sonda nr. 2.
Timp de amorsare, zile	114	99
Forma golului la amorsare	farfurie plată	con
Timp total de exploatare, h	6 577	7 751
Diametru mediu realizat, m	18,5	20,62
Forma golului	apropiată de cilindru	conuri suprapuse
Forma tavanului	boltă-retezată (Ø final = 12 m)	placă orizontală (Ø final = = 23 m)
Productivitatea, t/h	3,65	1,82
Volumul excavat prin dizolvare, m³	6 946	6 053
Volumul de apă circulat, m³	64 795	62 471
Fluid izolant	combustibil sp. 50% + motorină 50 %.	motorină, 15°C

Obs.

Ambele sonde s-au amorsat al fel (subtăiere şi ridicări frecvente pentru saturarea completă a debitului), dar la sonda 2 amorsarea s-a realizat mai bine decît la sonda 1.

proiectate, după relaţii de calcul, şi cu rezultate mai bune, după relaţiile care acceptă pentru amorsare, de la început, o formă caracteristică a golului, evidenţiată prin coeficienţi,

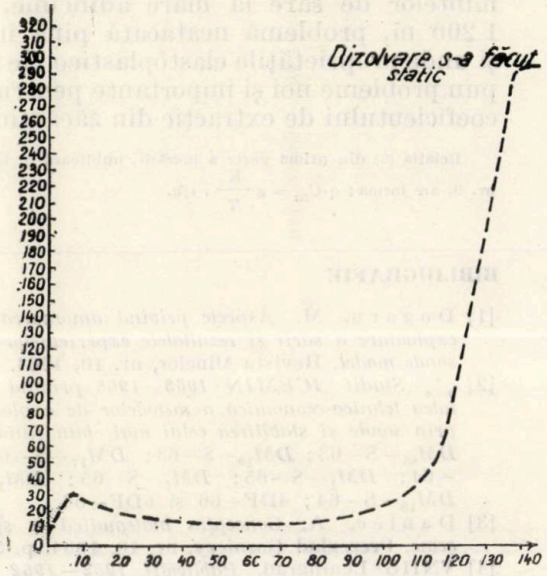


Fig. 3. Curba aproximativă a variaţiei concentraţiei medii zilnice a saramurii extrase la sonda pilot nr. 1.

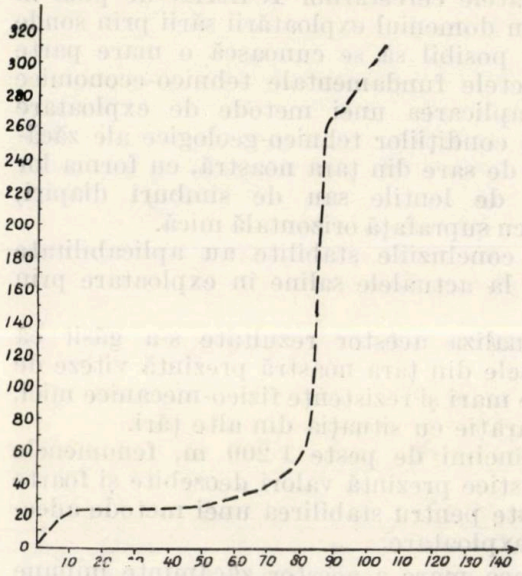


Fig. 4. Curba de variaţie a concentraţiei medii zilnice în perioada de amorsare la sonda pilot nr. 2.

după forma modelelor executate în laborator, în condiţii similare de temperatură şi de concentraţie.

2. Coeficientul de exploatare la metoda cu ridicări continue rezultă mai mare, deoarece golul format la acelaşi diametru este apropiat de cilindru, iar stîlpii despărţitori dintre goluri, au secţiune minimă constantă, pe toată înălţimea lor.

La metoda cu ridicări în trepte, datorită formei de trunchiuri de con a golului şi a asimetriilor mari şi numeroase, stîlpul despărţitor, pentru o aceeaşi stabilitate ca la metoda cu ridicări continue, trebuie să aibă o lăţime dublă şi aceasta în detrimentul coeficientului de exploatare din zăcămînt.

3. Tehnologia de exploatare aplicată sondei, indiferent de metodă, impune cunoaşterea şi interpretarea corectă a măsurătorilor făcute în timpul funcţionării sondelor, a indicilor rezultaţi, care se referă la cantităţile de apă, saramură şi sare la conţinutul chimic, la temperatura acestora, precum şi la echilibrul cantităţilor de lichide, la intrarea şi ieşirea lor din sondă.

Aceste măsurători nu sînt condiţionate neapărat de cavernometria sonică, ca o fază inerentă a procesului tehnologic, în special la metoda cu ridicări continue.

Măsurătorile prin cavernometrie sonică au caracter de verificare directă a rezultatelor obţinute anterior de o dizolvare condusă analitic, după relaţii adecvate, într-un regim de funcţionare uniform al sondei.

Regimul stabilit şi controlat prin calcule nu poate fi deci înlocuit de o măsurătoare de cavernometrie, deoarece o greşală de dizolvare odată făcută, după un regim de dizolvare haotic, nu poate fi reparată prin cavernometrie şi se poate ajunge la o prăbuşire periculoasă sub toate aspectele miniere.

4. Din punct de vedere economic s-a constatat că metoda cu ridicări continue, avînd un timp mai scurt de saturare a solventului şi o viteză de exploatare mai mare a zăcămîntului (datorită acţiunii vitezei de dizolvare verti-

cale) la aceleaşi dimensiuni de sondă, duce la o productivitate mai mare decît metoda cu ridicări în trepte.

La sondele pilot, care constructiv au fost identice şi la care a lucrat simultan aceeaşi echipă de muncitori, manopera, materialele şi energia electrică consumate şi care au diferit practic, au fost acelea cerute de funcţionarea cu 50 de zile mai mult, pentru aceleaşi dimensiuni de gol, de către sonda care a aplicat metoda cu ridicări în trepte şi care a însumat un plus de circa 3,14 lei/t la preţul de cost al sării extrase.

5. Faptul că stîlpii despărţitori dintre sonde prezintă la metoda cu ridicări continue o secţiune constantă, în tot timpul exploatării, oferă avantajul că aceştia pot fi ulterior foraţi, punîndu-se în valoare rezervele de la orizonturile inferioare sau pot fi ei înşuşi, în final, exploataţi, crescînd la maximum exploatabilitatea zăcămîntului, mergînd bineînţeles în acest ultim caz, în final, la prăbuşirea cîmpului ce a fost exploatat.

6. Cel mai bun fluid izolant stabilit, care îndeplineşte condiţiile impuse de procesul tehnologic experimentat pe modele şi pilot, este reprezentat de grupa motorinelor cu punct de curgere scăzut (motorină tip —15°C şi motorină neutrală).

Rezultatele cercetărilor ICEMIN de pînă în prezent în domeniul exploatării sării prin sonde au făcut posibil să se cunoască o mare parte din aspectele fundamentale tehnico-economice privind aplicarea unei metode de exploatare adecvată condiţiilor tehnico-geologice ale zăcămintelor de sare din ţara noastră, cu forma lor specifică de lentile sau de sîmburi diapiri, adînci şi cu suprafaţă orizontală mică.

Toate concluziile stabilite au aplicabilitate imediată la actualele saline în exploatare prin sonde.

Din analiza acestor rezultate s-a găsit că zăcămintele din ţara noastră prezintă viteze de dizolvare mari şi rezistenţe fizico-mecanice mici, în comparaţie cu situaţia din alte ţări.

La adîncimi de peste 1 200 m, fenomenele elastoplastice prezintă valori deosebite şi foarte importante pentru stabilirea unei metode adecvate de exploatare.

Grosimea mare a acestor zăcăminte impune exploatarea sării în etaje şi ca atare necesitatea de a rămîne un timp îndelungat pe acelaşi amplasament, pînă la epuizarea tuturor orizonturilor.

În această situaţie, problema stabilităţii cîmpurilor miniere, exploatate prin sonde, capătă o deosebită importanţă tehnico-economică, atît pentru construcţiile de la suprafaţă, cît şi pentru lucrările subterane.

În consecinţă, pentru evitarea concentrării de presiuni litostatice în tavane, planşee şi în stîlpii de rezistenţă, se impune exploatarea zăcămintelor de sare din ţara noastră, după metode care creează goluri regulate, cu deschideri la limita admisibilă şi despărţite de stîlpi dimensionaţi, de asemenea, regulaţi şi uniformi.

Condiţiile acestea sînt oferite, după cum s-a constatat experimental, de metoda cu ridicări continue.

Se consideră că aceste aspecte fundamentale pentru exploatarea sării prin sonde trebuie foarte bine analizate şi lămurite, prin proiectele de sistematizare a salinelor.

Ca un rezultat tehnico-ştiinţific al cercetărilor făcute, se poate afirma că în momentul de faţă s-au creat toate premisele pentru a se studia automatizarea în conducerea şi dirijarea procesului de dizolvare în exploatarea zăcămintelor de sare.

Programul de cercetări tehnico-ştiinţifice de viitor urmăreşte să verifice:

a) capacităţile maxime de producţie a sondelor mature (15 —20 ani în producţie);

b) condiţiile tehnice de exploatare a zăcămintelor de sare la mare adîncime, de peste 1 200 m, problemă neatacată pînă în prezent, şi unde proprietăţile elastoplastice ale sării geme pun probleme noi şi importante pentru creşterea coeficientului de extracţie din zăcăminte.

Relaţia (3) din prima parte a lucrării, publicată în Revista Minelor nr. 9, are forma: $q \cdot C_m = g \frac{K}{T}$, t/h.

BIBLIOGRAFIE

[1] Dogaru, M. *Aspecte privind amorsarea sondelor de exploatare a sării şi rezultatele experienţelor executate pe sonde model.* Revista Minelor, nr. 10, 1964.

[2] *** *Studii ICEMIN 1963—1966 privind comparabilitatea tehnico-economică a metodelor de exploatare a sării prin sonde şi stabilirea celui mai bun fluid izolant*: DM_{95}—S—63; DM_{10}—S—63; DM_{17}—S—64; DM_{15}—S—64; DM_1—S—65; DM_2—S—65; DM_{17}—S—64; DM_{18}—S—64; 4DF—66 şi 6DF—66.

[3] Daniec, A. *Concepţia matematică a spălării sării geme.* Prezeglad Gorniczy, nr. 10, 1964, p. 513.

[4] VNIIG Leningrad. *Publicaţii 1952—1962 privind cercetări asupra vitezelor de dizolvare şi a exploatării sării prin sonde.*

[5] *** *Extracţia sării în soluţie prin sonde unite prin fracturarea hidraulică.* American Institute of mining Metalurgical and petroleum engineers vol. 217/1960, p.266.

[5] Guţu, Al. şi Andrei O. *Reprezentarea golurilor subterane prin fotogrametrie la Salina Ocna Mureş,* IPROMIN 1965.

Prepararea substanțelor minerale utile

Prepararea wollastonitului din R.S.R.

Ing. A. STOIAN,
ing. L. ROHR și
ing. C. VICOL

Wollastonitul este un silicat din așa-numiții piroxeni triclinici, avînd formula $CaSiO_3$ sau $CaO.SiO_2$. Compoziția chimică teoretică a wollastonitului este 48,3% CaO și 51,7% SiO_2 însă poate conține pînă la 9% FeO, precum și cantități neînsemnate sau sub formă de impurități Na_2O, MgO, Al_2O_3. Calciul poate fi înlocuit izomorf cu manganul în diferite proporții. Se prezintă sub formă de cristale monoclinice aciculare sau tubulare alungite, are textură fibroasă, lungimea acelor ajungînd la de 15 ori diametrul. Luciul este sticlos, iar pe planele de clivaj—sidefos. Culoarea wollastonitului este albă cu nuanță cenușie sau roșcată, mai rar roșie, poate fi incolor, chiar absolut transparent. Are densitatea 4,5—5, iar greutatea specifică 2,78—2,9 [2, 3, 5, 7].

Dilatarea termică a wollastonitului este redusă și practic liniară. Acest lucru dă posibilitatea arderii rapide a produselor cu wollastonit. La 1 160°C suferă o transformare ireversibilă la pseudowollastonit, la care structura cristalină inițială este distrusă în întregime.

Gradul de alb al wollastonitului pur este de 92—96% din cel al MgO, la o măcinare de 99% sub 325 mesh.

Are rezistențe mari la lovire, presiune, încovoiere și indici dielectrici superiori [1, 3, 5, 7].

Se indică domenii foarte largi de utilizare a wollastonitului: liant pentru abrazivi, vată minerală, vopsele, ciment, material filtrant și de umplutură, înlocuitor al azbestului la produsele de azbociment, ca amendament în agricultură (mai bun decît calcarul) și material electroizolant [1]. Se mai folosește în rețeta emailurilor pe metal, la fabricarea maselor plastice și a fost recomandat și ca înlocuitor al diatomitei la filtrare [5], la fabricarea electrozilor de sudură [7], la fabricarea produselor refractare [3] și în radioceramică [10].

Principalul domeniu de utilizare rămîne însă ceramica: sanitară, teracota, faianța, plăci și cărămizi de fațadă, ceramică electroizolantă [1].

Conținuturi mici de wollastonit în amestec influențează mult proprietățile maselor ceramice [3].

Dintre proprietățile ceramice valoroase ale wollastonitului se citează [3, 4]:

a) Reducerea temperaturii de ardere, datorată acțiunii fondante a wollastonitului, mărirea vitezei și reducerea timpului de ardere.

b) Reducerea deformațiilor și variațiilor dimensiunilor pe crud și ars, datorită structurii fibroase.

c) Creșterea rezistențelor mecanice pe crud și ars.

d) Creșterea rezistenței la șoc termic, reducerea rebuturilor.

e) Îmbunătățirea caracteristicilor pastelor dielectrice datorită absenței alcaliilor.

f) Posibilitatea utilizării la glazuri și evitarea degajărilor de gaze datorită pierderii la calcinare redusă.

g) Micșorarea riscului de scurgere (se afirmă că plăcile pot fi arse în poziție verticală). Cît privește durata arderii, se afirmă că față de masele obișnuite la care aceasta este de circa 24 h, la cele cu wollastonit se reduce la circa 1 oră sau chiar 1/4 oră [7,9].

Cel mai vechi zăcămînt amintit în literatură este cel de la Willsboroo—S.U.A. [3, 5, 7, 8] care este în exploatare. Un alt zăcămînt este la Lampeerta în Finlanda [6]. În U.R.S.S. se cunosc numeroase zăcăminte cu wollastonit în regiunea lacului Balhaș, Tadjikistan, Iakuția, Uzbekistan, Liangar, Kaitaș, Djangalîk etc. [1, 3]. Aceste zăcăminte nu se exploatează.

Cercetări de preparare a wollastonitului au fost efectuate în S.U.A. [5] și U.R.S.S. [1, 10].

Cercetările s-au efectuat prin separare magnetică sau mese pneumatice în S.U.A. și prin claubaj, separare magnetică sau flotație.

Condiții certe de calitate, stabilite științific, nu se cunosc datorită faptului că pînă în prezent s-a exploatat wollastonit practic pur din zăcămîntul de la Willsboroo.

În această situație am contat ca prin cercetări să obținem un produs cu conținuturi de CaO și SiO_2 cît mai apropiate de cele teoretice și conținuturi minime de impurități: Fe_2O_3; Al_2O_3; MnO; MgO; TiO_2; PC. După diverse surse documentare aceste conținuturi variază între 0,46—0,6% Fe_2O_3, lipsă ÷0,3% Al_2O_3,

urme ÷0,7% MnO, lipsă ÷0,51% MgO, max. 0,1% TiO_2, 0,5÷1% PC.

Cît privește granulometria produselor de wollastonit, literatura indică fineți avansate și anume 80...99,7% clasă —0,045 mm.

Proba cercetată a fost un skarn cu wollastonit, avînd 50—60% wollastonit, circa 30% granați (andradit și grossular), 5...6% piroxeni, precum și calcit, amfiboli, zeoliți, cuarț etc. Gradul de asociere al wollastonitului este destul de avansat, circa 0,1 mm, datorită în special incluziunilor de piroxeni și mai puțin de granați.

Cristalele curate de wollastonit au avut 49,9% SiO_2; 48,6% CaO; 0,3% Fe_2O_3; 0,52% Al_2O_3; 0,76% MnO, deci o compoziție destul de apropiată de cea teoretică; impuritățile se datoresc fie incluziunilor fine de piroxeni și granați în cristalele de wollastonit (Fe_2O_3 Al_2O_3) fie substituirii izomorfe a calciului (MnO).

Compoziția chimică a probei cercetate a indicat următoarele conținuturi:

SiO_2	43—44%
CaO	42—44%
Fe_2O_3	5—5,5%
Al_2O_3	4,1—4,5%
MgO	0,35—0,4%
TiO_2	0,1—0,12%
MnO	0,55—0,6%
Na_2O	circa 0,2%
K_2O	circa 0,15%
P.C.	1,2—1,5%

Cercetările de preparare s-au efectuat pe următoarele căi:

a) claubaj
b) separare magnetică în cîmp puternic
c) analize densimetrice
d) flotație
e) separare electrostatică.

Concluziile cercetărilor efectuate au fost următoarele:

a) Prin claubarea sterilului liber din clasele 20÷25 mm, după sfărîmarea minereului la 60—80 mm se elimină un steril cu extracția în greutate de 11% cu o pierdere de wollastonit de numai 3% însă cu o eliminare în proporție de circa 25% a granaților și 15% a piroxenilor. În preconcentrat conținutul în Fe_2O_3 scade la 4—4,2%, iar cel de wollastonit crește la 60—65%.

Analiza chimică a produselor obținute la claubaj este prezentată în tabela 1.

b) Cercetările de separare magnetică în cîmp puternic s-au efectuat la intensități variind între 10 și 18 000 Oë pe minereu brut sau pe preconcentratul de claubaj, pe minereu sfărîmat la 1; 1,5 și 2 mm integral, desprăfuit sau pe clase granulometrice.

Separările s-au efectuat după schema prezentată în figura 1 și s-au condus, fie în ideea obținerii unor produse finale, retratînd produsul nemagnetic primar (fig. 2), fie pentru o deferizare parțială și recuperarea maximă a wollastonitului, cu retratarea produsului magnetic primar (fig. 3).

Rezultatele cele mai bune s-au obținut prin separarea la 18 000 Oë a preconcentratului de la claubaj sfărîmat la 1 mm, tratat integral, confirmînd astfel eficiența claubajului.

În tabelele 2 și 3 se prezintă analizele chimice și mineralogice ale produselor obținute, după schema din figura 1.

Cu datele acestea, bilanțul separării magnetice se prezintă ca în tabela 4.

Din datele prezentate rezultă că produse de wollastonit de calitate superioară, care pot fi considerate produse finite, se pot obține numai după schema din figura 2, adică cu retratarea produsului nemagnetic primar.

În tabelele 5, 6, 7 prezentăm analizele chimice, mineralogice și bilanțul separării magnetice după această schemă.

Produsul util obținut are 94—95% wollastonit, 0,5% Fe_2O_3 și conținuturi acceptabile din celelalte elemente și minerale. Eficiența eliminării elementelor melanocrate rezultă din aceea că în produsul nemagnetic final mai rămîn numai circa 2% granați și circa 8% din piroxenii conținuți în minereul brut.

Selectivitatea procesului de separare magnetică este nesatisfăcătoare datorită în special friabilității mari a wollastonitului care se concentrează în clasele fine, care se separă neselectiv.

Astfel produsul nemagnetic de calitate arătată are o extracție în greutate de 41% și o extracție în wollastonit de circa 70%, raportată la minereul brut.

Cît privește varianta în care prin separare magnetică se urmărește o deferizare parțială și, recuperarea maximă a wollastonitului (fig. 3)

Tabela 1

Analiza chimică a produselor obținute la claubaj

Produs	Extr. în greutate %	SiO_2	CaO	Fe_2O_3	Al_2O_3	MgO	TiO_2	MnO	NaO	K_2O	P.C.
Preconcentrat	89	44—45	43—44	4,0—4,2	4,0—4,2	0,35—0,4	circa 0,1	circa 0,6	circa 0,2	circa 0,15	1—1,2
Steril	11	40—42	34—36	13—14	5,3—5,7	circa 0,6	circa 0,2	circa 0,45	circa 0,2	circa 0,15	1,3—1,7
Brut	100	43—44	42—43	5—5,5	4,1—4,5	0,35—0,4	0,1—0,12	0,55—0,6	circa 0,2	circa 0,15	1,2—1,5

în vederea obținerii produselor finite printr-o altă metodă de preparare, în tabelele 8, 9, 10 se prezintă analizele chimice, mineralogice și bilanțul separării magnetice după această schemă.

c) Analizele densimetrice pe minereu sfărîmat la —1 mm și —2 mm integral, despărfuit la 0,1 mm sau pe clase, au dus la indici tehnologici nesatisfăcători. Rezultă că pentru prepararea acestui minereu procedeele gravimetrice nu pot fi avute în vedere.

d) Încercările de flotație s-au executat, atît pe preconcentratul obținut la claubaj, cît și pe produsul parțial deferizat, prin separarea

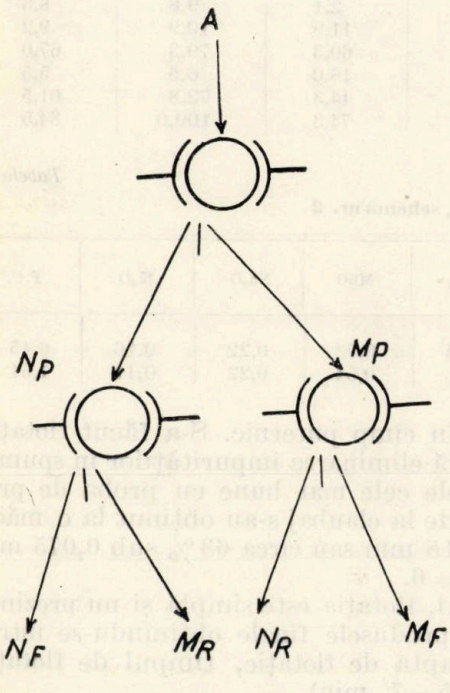


Fig. 1. Schema de principiu a separărilor magnetice în cîmp puternic.

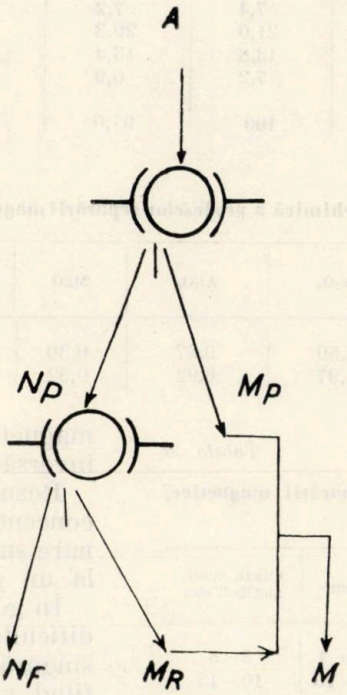


Fig. 2. Schema de separare magnetică cu retratarea produsului nemagnetic primar (obținerea de produse finite).

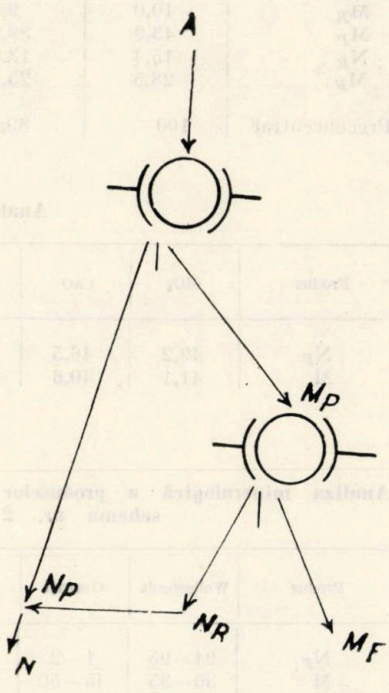


Fig. 3. Schema de separare magnetică cu retratarea produsului magnetic primar (deferizare parțială).

Tabela 2

Analiza chimică a produselor separării magnetice

Produs	SiO_2	CaO	Fe_2O_3	Al_2O_3	MgO	TiO_2	MnO	Na_2O	K_2O	P.C.
N_P	48,2	46,1	1,08	1,70	0,34	0,07	0,69	0,22	0,15	0,61
N_F	49,2	46,5	0,50	0,67	0,30	0,05	0,72	0,22	0,16	0,45
M_R	42,6	43,9	3,62	6,41	0,50	0,15	0,55	0,24	0,12	1,30
M_P	40,8	39,9	7,70	7,0	0,52	0,10	0,52	0,22	0,11	1,70
N_R	45,3	43,7	2,58	5,17	0,40	0,08	0,67	0,12	0,08	0,90
M_F	38,4	38,1	10,50	8,10	0,60	0,12	0,45	0,27	0,13	2,10
Preconcentrat	44,8	43,3	4,10	4,0	0,4	0,08	0,62	0,22	0,14	1,10

Tabela 3

Analiza mineralogică a produselor separării magnetice

Produs	Wollastonit	Granați	Piroxeni	Calcit, cuart, amfiboli etc.
N_P	84—88	8—9	1,8—2	4—6
N_F	94—95	1—2	circa 1	3—5
M_R	circa 45	circa 40	5—7	circa 10
M_P	30—35	45—50	7—10	13—15
N_R	circa 55	circa 35	circa 2	6—10
M_F	circa 15	circa 55	10—14	15—20
Preconcentrat	60—65	25—28	4—6	8—10

Tabela 4

Bilanțul separării magnetice

Produs	Extracția în greutate, %		Extracția în mineral, %					
			wollastonit		granați		piroxeni	
	la operație	la brut	la operație	la brut	la operație	la brut	la operație	la brut
N_P	56,1	50,0	79,0	76,7	18,9			
N_F	46,1	41,0	71,6	69,5	2,8	14,0	20,7	17,5
M_R	10,0	9,0	7,4	7,2	16,1	2,1	9,8	8,3
M_P	43,9	39,0	21,0	20,3	81,1	11,9	10,9	9,2
N_R	15,4	13,6	13,8	13,4	21,7	60,3	79,3	67,0
M_F	28,5	25,4	7,2	6,9	59,4	16,0	6,5	5,5
						44,3	72,8	61,5
Preconcentrat	100	89,0	100	97,0	100,0	74,3	100,0	84,5

Tabela 5

Analiza chimică a produselor separării magnetice, schema nr. 2

Produs	SiO_2	CaO	Fe_2O_3	Al_2O_3	MgO	TiO_2	MnO	Na_2O	K_2O	*P.C.*
N_F	49,2	46,5	0,50	0,67	0,30	0,05	0,72	0,22	0,16	0,45
M	41,1	40,6	6,97	6,92	0,52	0,11	0,54	0,22	0,11	1,61

Tabela 6

Analiza mineralogică a produselor separării magnetice, schema nr. 2

Produs	Wollastonit	Granați	Piroxeni	Calcit, cuarț, amfiboli etc.
N_F	94—95	1—2	circa 1	3—5
M	30—35	45—50	5—10	10—15

magnetică în cîmp puternic. S-a făcut flotația inversă adică eliminarea impurităților în spumă.

Rezultatele cele mai bune cu proba de preconcentrat de la claubaj s-au obținut la o măcinare sub 0,15 mm sau circa 63% sub 0,075 mm la un $pH = 6$.

În general, flotația este simplă și nu prezintă dificultăți, produsele finale obținîndu-se într-o singură treaptă de flotație, timpul de flotație fiind mic (5—7 min).

Tabela 7

Bilanțul separării magnetice, schema nr. 2

Produs	Extracția în greutate, %		Extracția în minerale, %					
			wollastonit		granați		piroxeni	
	la operație	la brut	la operație	la brut	la operație	la brut	la operație	la brut
N_F	46,1	41,0	71,6	66,5	2,8	2,1	9,8	8,3
M	53,9	48,0	28,4	27,5	97,2	72,2	90,2	76,2

Tabela 8

Analiza chimică a produselor separării magnetice

Produs	SiO_2	CaO	Fe_2O_3	Al_2O_3	MgO	TiO_2	MnO	Na_2O	K_2O	P.C.
N	47,5	45,6	1,60	2,45	0,35	0,07	0,68	0,20	0,14	0,67
M_F	38,4	38,1	10,50	8,10	0,60	0,12	0,45	0,27	0,13	2,10

Tabela 9

Analiza mineralogică a produselor separării magnetice, schema nr. 3

Produs	Wollastonit	Granați	Piroxeni	Calcit, cuarț amfiboli etc.
N	75—85	13—15	1,5—2	5—6
M_F	circa 15	circa 55	10—14	15—20

Rezultatele centralizate ale flotației, cu diverse rețete de reactivi, care au dus la indici satisfăcători, sînt prezentate în tabela 11 din care rezultă:

— prin flotație se obțin produse de wollastonit cu 0,42—0,56% Fe_2O_3;

— flotația în mediu acid este mai selectivă decît cea în mediu bazic, necesitînd însă consumuri ceva mai ridicate de colectori.

În mediu acid extracția în greutate a produsului de wollastonit este maximă (58,7 — —56,2% rețeta 1 din tabelă), iar conținutul de Fe_2O_3 este de 0,51 —0,45%;

— ca reactiv colector, cel mai eficace s-a dovedit a fi săpunul sulfatic, care este și mult mai ieftin decît oleatul de sodiu care a dat rezultate tehnologice relativ mai slabe;

— rețeta optimă este 0,72 kg/t H_2SO_4 și 0,75 kg/t săpun sulfatic.

Produsul de wollastonit conține circa 95% wollastonit, 1 —2% granați, 1% piroxeni și 2 —4% cuarț, calcit, amfiboli etc., iar sterilul conține 15 —20% wollastonit.

Analiza chimică a produselor de wollastonit indică valori de 46,1% CaO, 50,8% SiO_2, 0,48% Fe_2O_3, 0,62% Al_2O_3, 0,73% MnO, 0,31% MgO, 0,05% TiO_2, 0,52% PC, 0,34% Na_2O și 0,14% K_2O.

Bilanțul flotației proconcentratului de la claubaj este prezentat în tabela 12.

Cît privește flotația pe minereul parțial deferizat, prin separare magnetică în cîmp puternic, încercările s-au făcut cu rețetele op-

Tabela 10

Bilanțul separării magnetice, schema nr. 3

Produs	Extracția în greutate, %		Extracția în minerale, %					
			wollastonit		granați		piroxeni	
	la operație	la brut	la operație	la brut	la operație	la brut	la operație	la brut
N	71,5	63,6	92,8	90,1	40,6	30,0	27,2	23,0
M_F	28,5	25,4	7,2	6,9	59,4	44,3	72,8	61,5

Tabela 11

Rezultatele centralizate ale flotației probei de preconcentrat de la claubaj

Rețeta de reactivi	Produse	Extracție în greutate, %		Fe_2O_3, %
		la operație	la brut	
Acid sulfuric 0,75 kg/t	wollastonit	58,7—56,2	52,3—50	0,51—0,45
Săpun sulfatic 0,75—1 kg/t	steril	41,3—43,8	36,7—39	8,9 —8,6
Acid sulfuric 0,5 kg/t	wollastonit	60,9	54,2	0,56
Oleat de sodiu 2,5 kg/t	steril	39,1	34,8	9,5
Carbonat de sodiu 2 kg/t	wollastonit	55,7—53,5	49,6—47,6	0,52—0,50
Oleat de sodiu 1,5 kg/t	steril	44,3—46,5	39,4—41,4	8,5—8,2
Carbonat de sodiu 1,5—2 kg/t	wollastonit	55,0—51,7	49 —46,1	0,52—0,47
Săpun sulfatic 0,4—0,5 kg/t	steril	45,0—48,3	40 —42,9	8,2—7,5
Silicofluorură de sodiu 1,25 kg/t	wollastonit	54,6	48,6	0,56
Săpun sulfatic 0,5 kg/t	steril	45,4	40,4	8,50
Carbonat de sodiu 1,5—2 kg/t				
Silicofluorură de sodiu 1,0— —1,25 kg/t	wollastonit	53—52	47,3—46,3	0,53—0,51
Oleat de sodiu 2 kg /t	steril	47—48	41,7—42,7	7,7—7,8

Tabela 12

Bilanțul flotației preconcentratului de la claubaj

Produse	Extracția în greutate, %		Extracția în minerale, %					
			wollastonit		granați		piroxeni	
	la operație	la brut	la operație	la brut	la operație	la brut	la operație	la brut
Wollastonit	57,5	51,2	88,7	86,0	4,0	3,0	5,9	5,0
Steril	42,5	37,8	11,3	11,0	96,0	71,3	94,1	79,5
Preconcentrat	100	89	100	97	100	74,3	100	84,5

Tabela 13

Bilanțul flotației probei parțial deferizate

Produse	Extracția în greutate, %		Extracția în minerale, %					
			wollastonit		granați		piroxeni	
	la operație	la brut	la operație	la brut	la operație	la brut	la operație	la brut
Wollastonit	74,4	47,3	92,0	82,7	5,0	1,5	19,6	4,5
Steril	25,6	16,3	8,0	7,4	95,0	28,5	80,4	18,5
Produs nemagnetic	100	63,6	100	90,1	100	30,0	100	23,0

time stabilite la proba de preconcentrat de la claubaj. Au rămas neschimbate finețea de măcinare și *p*H-ul tulburelii. Se remarcă scă-

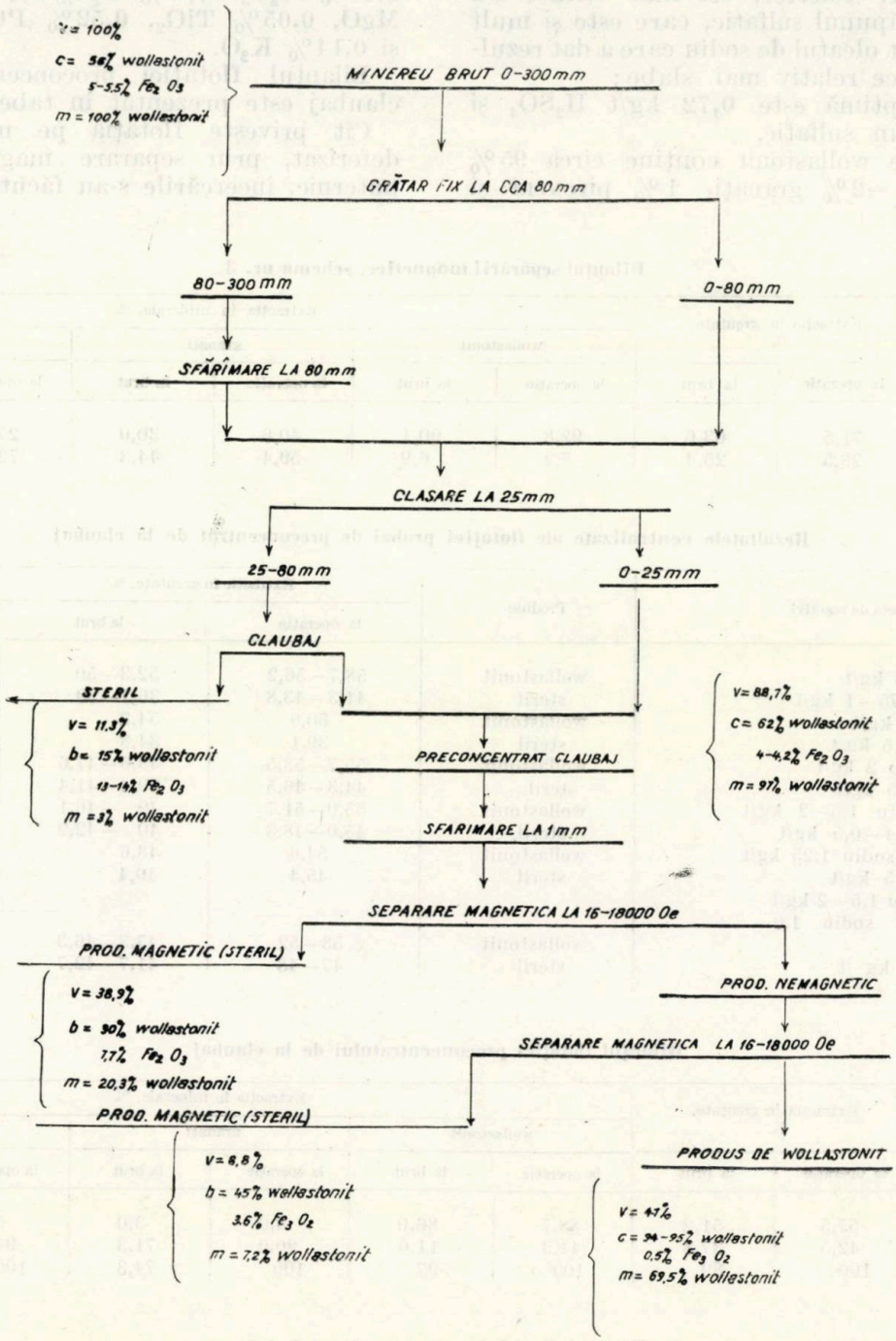


Fig. 4. Schema fluxului tehnologic de preparare prin claubaj și separare magnetică în cîmp puternic.

derea timpului de flotație la această probă la 3—4 min. În general concluziile asupra flotației sînt comune pentru cele 2 probe.

Produsul de wollastonit conține 95—97% wollastonit, circa 1% granați, circa 1% piroxeni și 2—3% calcit, cuarț, amfiboli etc.

Sterilul conține circa 25% wollastonit.

Analiza chimică a produsului de wollastonit indică valori de 46,6% CaO, 50,2% SiO_2, 0,37% Fe_2O_3, 0,79% Al_2O_3, 0,72% MnO, 0,30% MgO, 0,07% TiO_2, 0,39% P.C., 0,14% Na_2O și 0,11% K_2O.

Bilanțul flotației acestei probe este prezentat în tabela 13.

e) Cercetările de separare electrostatică s-au efectuat cu un separator de laborator tip SIME variind parametrii : granulația minereului, temdintre electrozi, intensitatea cîmpului electric. Toate încercările s-au soldat cu rezultate negative.

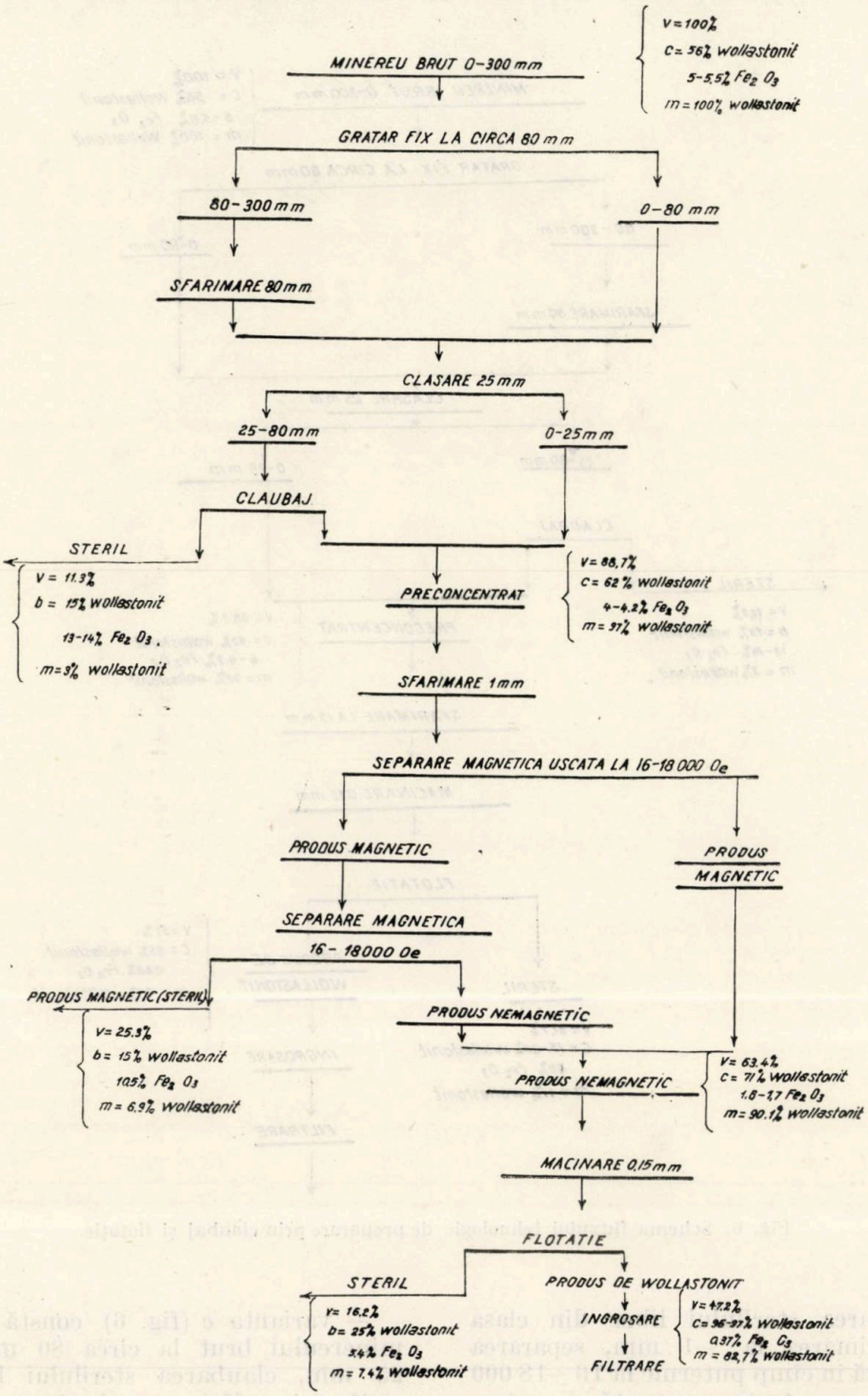


Fig. 5. Schema fluxului tehnologic de preparare prin claubaj—deferizare magnetică parțială — flotație.

peratura minereului, natura și cantitatea de reactivi de condiționare a suprafeței granulelor, polaritatea, poziția relativă și distanța

În concluzia celor expuse, rezultă că cercetările efectuate au indicat posibilitatea obținerii din skarnul cu conținut de wollastonit a

concentratelor de wollastonit în variantele tehnologice prezentate în figurile 4 —6 și anume :

— varianta *a* (fig. 4) constă din sfărîmarea minereului brut la circa 80 mm, clasarea la 25 mm, claubarea sterilului liber din clasa +25 mm, sfărîmarea la —1 mm, separarea magnetică uscată în cîmp puternic la 16 —18 000 Oë în regimul cu o tratare urmată de retratarea produsului nemagnetic primar ;

— varianta *b* (fig. 5) constă din sfărîmarea minereului brut la circa 80 mm, clasarea la 25 mm, claubarea sterilului liber din clasa +25 mm, sfărîmarea la —1 mm, separarea magnetică uscată în cîmp puternic la 16 —18 000 Oë în regimul cu o tratare urmată de retratarea produsului magnetic primar, măcinare în moară nemetalică la —0,15 mm (circa 63 % sub 0,075 mm), flotația inversă a wollastonitului ;

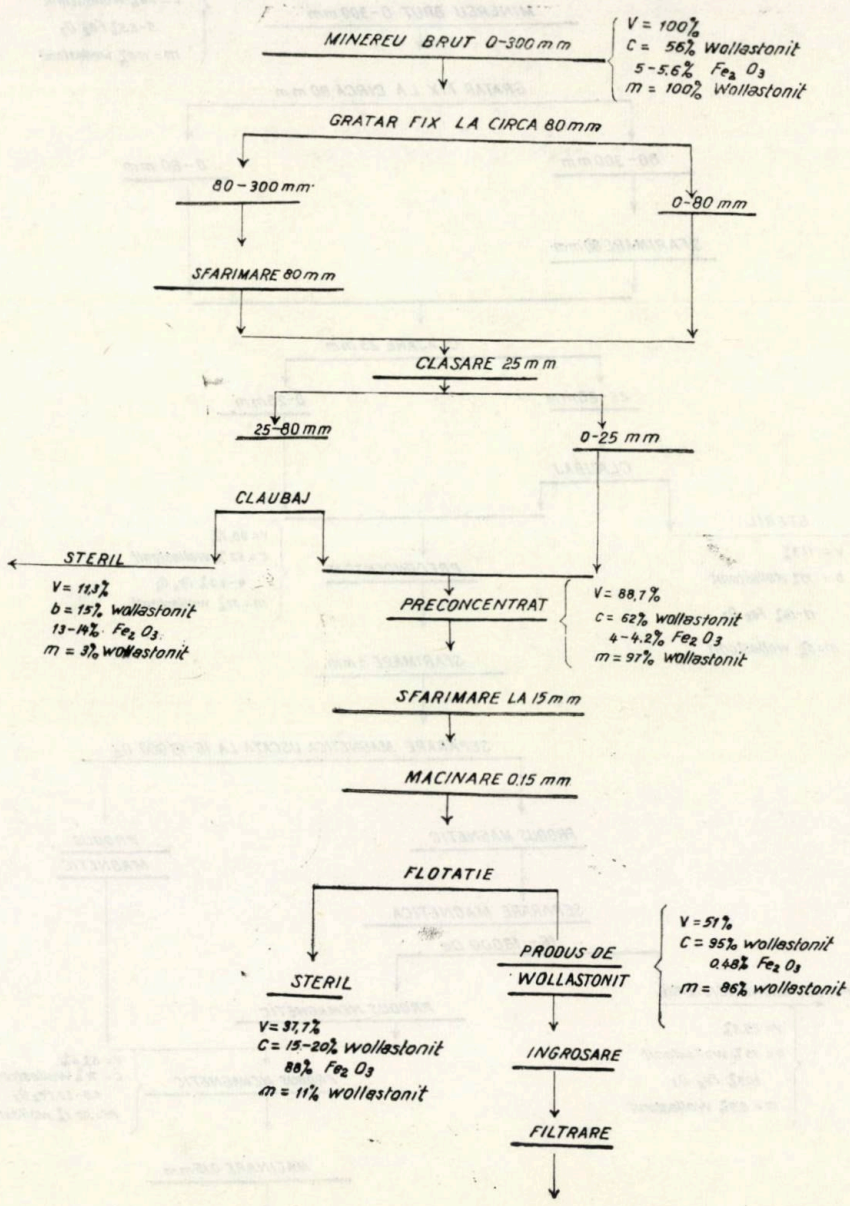


Fig. 6. Schema fluxului tehnologic de preparare prin claubaj și flotație.

— varianta *c* (fig. 6) constă din sfărîmarea minereului brut la circa 80 mm, clasarea la 25 mm, claubarea sterilului liber din clasa +25 mm, sfărîmarea la 10 —15 mm, măcinarea la —0,15 mm, flotația inversă a wollastonitului.

Studiul tehnico-economic estimativ a indicat că valorificarea wollastonitului este rentabilă de la un conținut de circa 50 % wollastonit

în minereu şi cu exploatarea în masă a minereului.

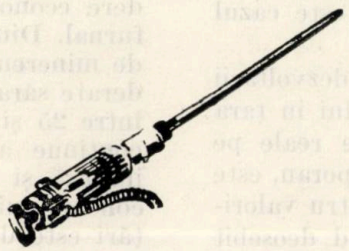
Ţinînd cont de rezultatele obţinute prin cele trei variante tehnologice, rezultă că varianta mai favorabilă este aceea de concentrare prin claubaj şi flotaţie. Această variantă se caracterizează prin cele mai mari extracţii în greutate şi în wollastonit, un conţinut de Fe_2O_3 în concentrat de 0,45 —0,50%, printr-un preţ minim de revenire şi prin posibilitatea materializării instalaţiei integral cu utilaje din ţară.

În cazul cînd s-ar justifica economic utilizarea la consumatori a unui produs cu 0,35—0,40% Fe_2O_3, vine în discuţie varianta de concentrare prin claubaj-deferizare magnetică parţială şi flotaţie. Această variantă se caracterizează prin indici tehnologici ceva mai scăzuţi, un preţ de revenire mai mare şi necesită importarea separatoarelor magnetice în cîmp puternic.

Varianta cu claubaj şi separare magnetică se exclude, conducînd la indicii tehnologici cantitativi şi calitativi cei mai scăzuţi şi necesită, de asemenea, importul separatoarelor magnetice.

Se apreciază că prin valorificarea prin preparare a wollastonitului se va obţine un produs mai ieftin decît wollastonitul bulgări de calitate inferioară, care se obţine în prezent prin exploatare selectivă.

Acest produs va putea fi valorificat în măsură importantă la export.



BIBLIOGRAFIE

[1] Avetikov, V. G. ş. a. *Electroceramică de înaltă frecvenţă pe bază de wollastonit.* Steklo i keramika, nr. 3, 1960, p. 25—29.

[2] Betehtin A. G. *Curs de mineralogie.*

[3] Blin, C. şi Lavandovski, L. *Wollastonitul, materie primă naturală.* L'industie Ceramique, nr. 9, 1964, p. 435—446.

[4] Cabot Corporation. *Wollastonitul Cab-o-Lite, una din cele mai bune soluţii pentru o serie de probleme din ceramică.* Ceramic Age, nr. 3, 1961, p. 64.

[5] Holl, A. L. ş. a. *Wollastonitul, un nou mineral nemetalic comercial.* Mining Engineering, nr. 10, 1952, p. 952—953.

[6] Holridge, D. A. *Mineralogia pastelor ceramice.* Transaction of the British Ceramic Society, vol. 64, febr., 1965, p. 92—96.

[7] Laughner, V. *Perspectivele wollastonitului în industria ceramică a S.U.A.* Keramische Zeitschrift, nr. 7, 1964, p. 428—430.

[8] Mandt, P. *Sistemul ternar feldspat-petalit-wollastonit şi aplicarea lui la plăci şi glazuri.* Berichte der Deutschen Keramische Gesellschaft, nr. 10, 1965, p. 385—391.

[9] Svec, C. *De ce industria ceramică tinde spre arderea rapidă?* Ceramic Industry, nr. 8, 1965, p. 56—58.

[10] Sveţov, B. I. *Obţinerea concentratelor de wollastonit pentru ceramică.* Steklo i keramika, nr. 6, 1964, p. 32—33.

Valorificarea rațională a minereurilor de fier

Ing. N. ZĂVOIANU

Importanța deosebită a valorificării minereurilor de fier este reflectată de ritmul în care s-a dezvoltat industria siderurgică mondială, în special în ultimele două decenii, cînd producția de oțel a crescut de la circa 100 000 mii t în anul 1945 la circa 459 000 mii t în anul 1965, iar cea de fontă — materia primă de bază pentru elaborarea oțelului — de la circa 60 000 mii t la circa 325 000 mii t, față de creșterea populației globului în același interval de la circa 2,4 miliarde la circa 3,2 miliarde.

Unul din indicatorii cei mai importanți și mai reprezentativi, pe baza căruia ne putem da seama de locul pe care îl ocupă o țară în producția industrială mondială, este oțelul. Pentru producerea oțelului, un rol important îl are fondul de metal al unui stat, sursa de creștere a acestuia constituind-o în principal fonta. Una din condițiile de însemnătate vitală pentru creșterea producției de fontă o constituie dezvoltarea în primul rînd a bazei de minereuri de fier.

Problema exploatării și valorificării minereurilor de fier și în special a celor sărace nu constituie un caz izolat pentru țara noastră, ci preocupă de mai mult timp toate țările industriale, inclusiv cele care dispun de rezerve considerabile de minereuri bogate, cum este cazul U.R.S.S., Canada și altele.

Una din cerințele principale ale dezvoltării bazei tehnico-materiale a socialismului în țara noastră, pornind de la posibilitățile reale pe care le oferă progresul tehnic contemporan, este stabilirea celor mai raționale căi pentru valorificarea resurselor naturale și în mod deosebit a celor din ramura minereurilor de fier, unde baza cunoscută de materii prime este limitată.

În acest spirit, plenara C.C. al P.C.R. din 21—23 decembrie 1966 a abordat și dezbătut sarcinile actuale ale creșterii eficienței economiei noastre, subliniind necesitatea folosirii cu competență a științei, tehnicii și experienței înaintate pe plan mondial, în toate domeniile de activitate.

În cele ce urmează sînt prezentate metodele de preparare folosite la valorificarea minereurilor de fier pe plan mondial și la noi în țară, în scopul desprinderii unor concluzii pentru specificul țării noastre și în special pentru bazinul minier Poiana Ruscă, care asigură peste 60% din producția indigenă de minereu de fier, precum și unele consecințe ale folosirii concentratelor de fier în siderurgie.

A. REALIZĂRI ȘI TENDINȚE NOI PE PLAN MONDIAL IN PREPARAREA MINEREURILOR DE FIER

Paralel cu creșterea producției de fontă, care a determinat o intensificare a producției de minereu de fier, îmbunătățirea calității minereurilor a căpătat o deosebită importanță. Intensificarea producției miniere, pe lîngă avantajele obținute în direcția creșterii productivității muncii și reducerii prețului de cost pe tona extrasă a dus la aplicarea unor metode intensive și la necesitatea valorificării unor zăcăminte cu un conținut de fier mai scăzut, ca urmare a scăderii rezervelor de minereuri bogate. Îmbunătățirea calității minereurilor de fier nu s-a bucurat multă vreme de atenția cuvenită deoarece, la nivelul producției de fontă de acum 10—15 ani, rezervele de minereuri bogate puteau asigura fără dificultăți alimentarea directă a furnalelor cu materia primă necesară.

Date care atestă tendința de scădere a conținutului minereurilor de fier se referă la rezervele mondiale, evaluate la peste 500 miliarde t, cu un conținut mediu de circa 40% Fe, din care numai 10—20% conțin peste 50% fier. Numai o mică parte din rezervele de minereu de fier ale U.R.S.S. pot fi considerate minereuri bogate, iar în celelalte țări numai 20—25% din rezerve au un conținut care din punct de vedere economic permit folosirea lor directă în furnal. Din acest punct de vedere zăcămintele de minereu de fier din țara noastră sînt considerate sărace, conținutul lor mediu situîndu-se între 25 și 32% Fe. Necesitatea îmbunătățirii continue a calității minereurilor sărace este impusă și de cerința de reducere continuă a consumului specific de cocs care pentru multe țări este deficitar și trebuie să fie importat. Iată de ce problemei cocsului — care intervine cu ponderea cea mai mare în componența prețului de cost al fontei, cît și în volumul încărcăturii furnalului, precum și faptului că rezervele de cărbuni cocsificabili intervin în balanța combustibililor solizi cu o pondere din ce în ce mai mică — se acordă o deosebită importanță.

Ponderea masivă cu care intervin minereurile sărace în balanța mondială a minereurilor de fier și cerințele industriei metalurgice, au determinat folosirea pe scară largă în mai multe țări a metodelor de îmbogățire a minereurilor și în special a celor cu conținuturi scăzute în fier. Cîteva exemple din practica mondială sînt redate mai jos.

I. U.R.S.S.

a. *Bazinul Krivoi Rog* constituie una din cele mai importante resurse de minereuri de fier a Uniunii Sovietice. Rezervele cunoscute sînt de

ordinul zecilor de miliarde de tone, din care circa 3% reprezintă minereuri bogate cu peste 46% fier și 9—33% siliciu, iar restul de circa 97% îl formează minereurile sărace ce conțin 34—42% fier și 35—40% siliciu. În scopul

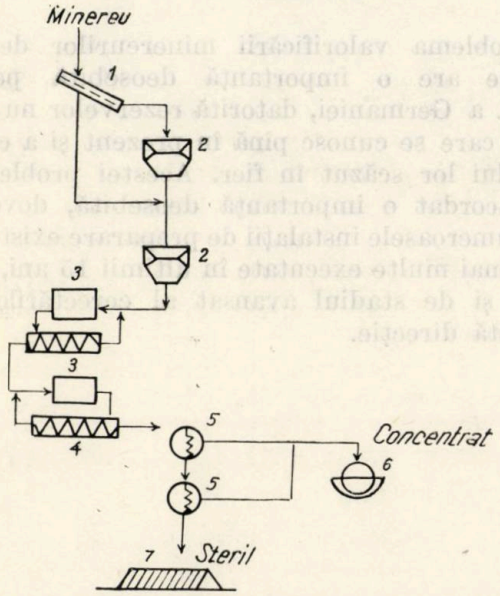


Fig. 1. Schema principală de preparare a minereurilor de la IUGOK (Krivoi Rog)—U.R.S.S.:
1 — ciur vibrant; *2* — concasoare giratorii; *3* — mori cu bile; 4 — clasoare spirale; 5 — separator magnetic; *6* — filtre cu vid; *7* — depozit de decantare.

asigurării materiei prime necesare creșterii producției siderurgice, atenția a fost îndreptată spre valorificarea acestor minereuri. Prepararea cuarțitelor cu magnetit din acest bazin a început în anul 1955 la combinatul IUGOK, unde sînt preparate anual circa 10 milioane tone minereuri cu 30—38% fier, din care se obțin concentrate cu 60—62% fier și cu 6% siliciu, extracția în greutate peste 52%, extracția în metal peste 85%, sterilul avînd circa 12% fier. Produsul obținut (concentratul de fier) este supus aglomerării, îmbunătățindu-se conținutul în fier la circa 66%.

Deosebit de important este faptul că prețul de cost al aglomeratului din concentrate astfel obținut este foarte apropiat de prețul de cost al aglomeratului provenit din minereul bogat de Krivoi Rog.

b. *Bazinul Ural* conține rezerve importante de minereu de fier din seria hematitelor, cu conținuturi între 30 și 35% fier. În urma preparării acestora se obțin concentrate cu 56—63% fier, 36—43% extracție în greutate, 56—72% extracție în metal și 16—21% fier în steril.

c. *Bazinul Caucaz* are rezerve de minereu de fier care se prezintă sub formă de oolite, cu un conținut de 20—30% fier, formate din hidrogoetit și alți oxizi hidratați de fier.

În urma preparării dintr-un minereu cu un conținut mediu de 28% fier, se obțin concentrate cu 42% fier, extracția în greutate 47%, extracția în metal 70,5%, iar sterilul conține 16% fier.

II. R.S. CEHOSLOVACĂ

În Cehoslovacia se valorifică minereuri sărace cu conținuturi de 26—32% fier, fie prin preparare, fie prin procedee metalurgice directe.

Bazinul Rosinova. Aici se găsește cea mai mare instalație de preparare din Slovacia, care concentrează prin zețaj sideritele din acest bazin.

Prăjirea magnetizantă și separarea magnetică (procedee aplicate și la noi în țară) au dus la indici superiori, obținîndu-se un concentrat cu 55—58% fier, sub 4% siliciu (SiO_2) o extracție în fier de 90—97%.

III. STATELE UNITE ALE AMERICII

Exploatarea zăcămintelor de fier din S.U.A. s-a limitat pînă în ultimul timp la minereurile cu conținut mai ridicat, prepararea aplicîn-

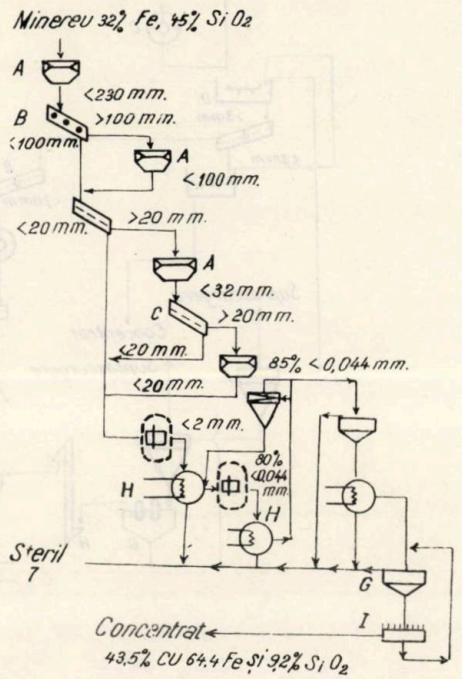


Fig. 2. Schema preparării taconitelor magnetice de la Mesabi — S.U.A.:
A — concasoare giratorii; *B* — grătar cu bare și came; *C* — site vibrante; *D* — mori cu bare; *E* — mori cu bile; *F* — hidrocicloane; *G* — hidroseparatoare; *H* — separatoare magnetice; *I* — filtre cu vid.

du-se numai pentru minereurile ușor concentrabile. Cea mai larg răspîndită era spălarea, care reprezenta circa 80% din tot concentratul produs în regiunea Minesota.

Minereurile supuse preparării aveau, în general, conţinuturi cuprinse între 40 şi 45% fier, iar concentratul obţinut 50—65% fier. Prepararea nu se aplica la minereuri care necesitau o măcinare prea înaintată, fiind considerată neeconomică.

a. *Zăcămîntul de la Mesabi* este compus din taconite — minereuri sărace magnetitice şi foarte fin concrescute, care printr-o măcinare sub 0,04 mm, cu ajutorul separatoarelor magnetice, pot fi îmbogăţite de la 32 la circa 64% fier, cu scăderea silicei de la 45 la 10%.

b. *Zăcămîntul exploatat de Eric Mining Co* se află la nord de oraşul Aurora. Concentratele se transportă pînă la portul Taconite Harbour (Lacul Superior) special construit în acest scop, capacitatea instalaţiei fiind 66 mii t/zi. Conţinutul minereului de alimentare are circa 30% fier. Concentratul obţinut în urma sfărîmării, spălării şi separării magnetice, conţine 64% fier şi 7,5% silice.

Asemenea exemple se mai întîlnesc la mina Humboldt (Statul Michigan), Cuyuna Range şi altele.

VI. R. F. a GERMANIEI

Problema valorificării minereurilor de fier sărace are o importanţă deosebită pentru R. F. a Germaniei, datorită rezervelor nu prea mari care se cunosc pînă în prezent şi a conţinutului lor scăzut în fier. Acestei probleme i s-a acordat o importanţă deosebită, dovedită de numeroasele instalaţii de preparare existente, cele mai multe executate în ultimii 15 ani, precum şi de stadiul avansat al cercetărilor în această direcţie.

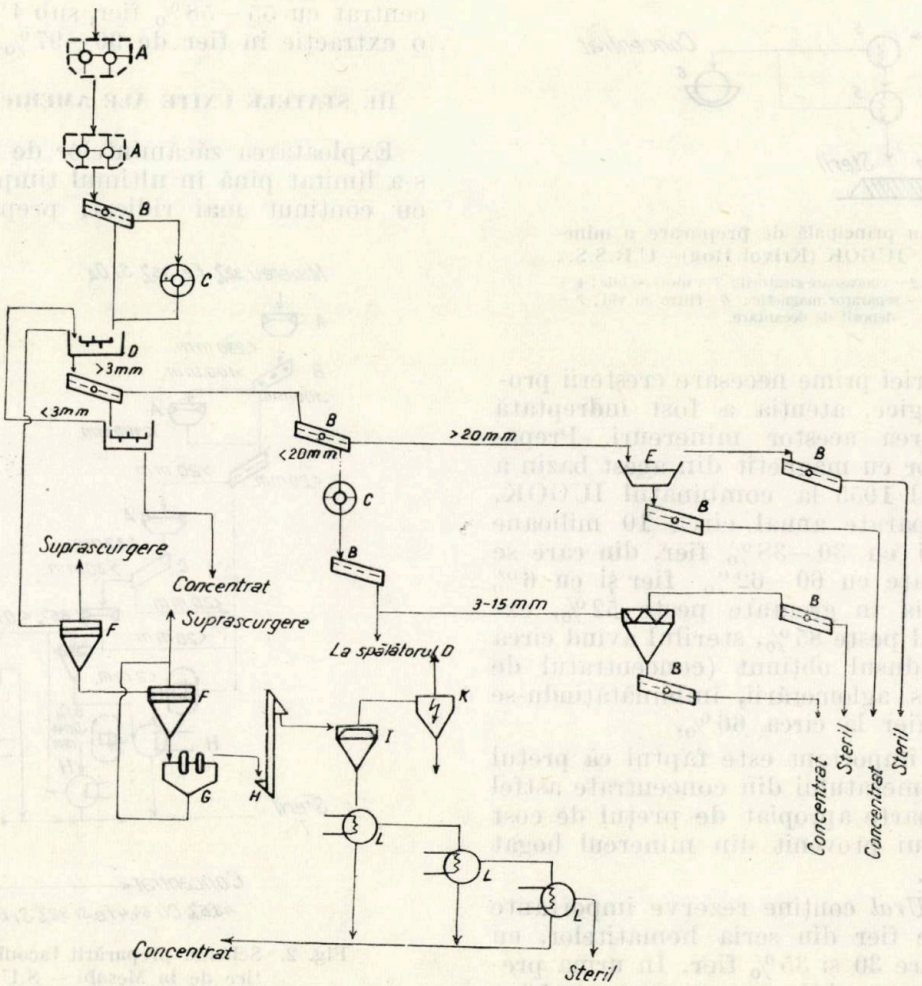


Fig. 3. Schema preparării minereurilor limonitice din Salzgitter — R.F.G.:
A — dezintegratoare cu ciocane; *B* — ciururi vibrante; *C* — mori cu şoc; *D* — spălători; *E* — separator cu medii dense; *F* — hidrocicloane; *G* — filtre cu vid; *H* — uscător în suspensie; *K* — filtru electric; *L* — separatoare magnetice cu cîmpuri puternice.

Minereurile supuse preparării au conţinuturi de 20—30% fier, obţinîndu-se concentrate cu 35—50% fier.

a. *Minereurile de la Salzgitter* (lîngă Hanovra) conţin, în medie, 25% fier şi 25% SiO_2. În urma separării în medii dense (nu se supun prăjirii magnetizante, fiind limonitice) şi separării magnetice ajung să conţină peste 40% fier concentrat.

b. *Bazinul Siegerland*

Conţinutul minereului este de 20—31% fier 16—20% SiO_2, 5% Mn.

Concentratul produs conţine circa 50% fier, 6—8% silice şi 9,5% mangan.

Se remarcă faptul că în R.F. a Germaniei, valorificarea unor minereuri mai sărace de 20—25% fier nu a intrat în faza de realizare, dar a constituit şi constituie obiectul unor minuţioase cercetări. Trebuie amintite încercările în faza pilot de prăjire magnetizantă şi separare magnetică făcute la Praschkan şi Landsberg. Menţionăm, de asemenea, încercările făcute asupra unor nisipuri feruginoase cu 14—18% fier, din care au rezultat concentrate cu 44—50% fier şi o extracţie metalică de circa 76%. Nu este lipsit de interes să arătăm preocupările firmei Lurgi în direcţia valorificării cenuşilor piritoase.

Din cele cîteva exemple arătate, s-a putut observa preocuparea care există pe plan mondial pentru o cît mai bună şi raţională valorificare a minereurilor de fier şi, în special, a celor cu conţinuturi scăzute.

Tendinţa de viitor în prepararea minereurilor o prezintă peletizarea. Procedeul de peletizare a căpătat în ultimii 10—15 ani o largă utilizare în special în S.U.A., Canada, Suedia, Norvegia şi în ultimul timp în U.R.S.S. În anul 1955 în S.U.A. şi Canada a fost produs primul milion de pelete, iar în anul 1964, producţia totală de pelete în ţările capitaliste a însumat 42,5 mil. t, urmînd ca după intrarea în funcţie a noilor capacităţi de producţie să se atingă în anul 1970 circa 95 mil. t.

Dezvoltarea în ritm rapid a procedeelor de peletizare este dictată pe de o parte de îmbunătăţirea încărcăturii furnalelor, iar pe de altă parte de folosirea minereurilor preparate (concentrate) cu randament maxim. Transportul concentratelor fine este legat de pierderi mari prin prăfuire, iar în anotimpul rece descărcarea vagoanelor cu concentrat este greoaie din cauza îngheţului. Aglomerarea concentratului fin s-a dovedit a fi neeconomică, din cauza reducerii productivităţii maşinilor care scade pînă la 0,5—0,8 t/m^2h, datorită permeabilităţii scăzute a stratului format de concentrate.

Eficacitatea economică a folosirii peletelor în furnal este condiţionată de îmbunătăţirea proprietăţilor fizico-chimice ale şarjei constituite din ele.

Avantajele peletelor faţă de aglomerat sînt:

— forma sferică a lor asigură buna permeabilitate la gaze a încărcăturii de furnal;

— reductibilitatea lor este mai bună, datorită gradului ridicat de oxidare obţinut în urma calcinării peletelor brute;

— rezistenţă mecanică ridicată;

— consum mai mic de combustibil în raport cu aglomeratul ş.a.

În scopul elaborării peletelor, materia primă trebuie să treacă prin trei stadii de lucru şi anume:

1) măcinare şi pregătire, în scopul realizării granulaţiei necesare;

2) globulizarea concentratelor fine în pelete crude;

3) întărirea peletelor pentru obţinerea materialului rezistent la transport şi în furnal. Condiţia care trebuie respectată este ca cel puţin 80% din materia primă să aibă granulaţia sub 0,05 mm.

Peletele brute se obţin prin amestecarea concentratului fin măcinat cu cantitatea de apă necesară. Pentru a da peletelor rezistenţa necesară se adaugă, ca liant, bentonita în proporţie de 0,5—1%. În prezent se fac încercări cu lianţi de var şi calcar, în scopul obţinerii peletelor autofondante.

Pentru calcinarea sau arderea peletelor se folosesc în principal trei procedee: procedeul cu cuptor cu cuvă; procedeul cu bandă; procedeul cu bandă şi cuptor tubular rotativ.

Literatura de specialitate oferă puţine date cu privire la folosirea peletelor în furnal. Se poate considera că folosirea peletelor în încărcătura furnalului duce la creşterea productivităţii şi la îmbunătăţirea indicilor tehnico-economici.

Pentru a ilustra acest fapt, ne servim de cîteva exemple din practica mondială.

a. *La uzina ARMCO din Midletown* la un furnal de 1 300 m^3 volum util şi diametrul creuzetului de 8,5 m s-au folosit pelete avînd o granulaţie de 9—10 mm şi următoarea compoziţie chimică:

Fe	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MnO
61%	7,5%	0,64%	0,32%	0,47%.

Înainte de folosirea peletelor, încărcătura furnalului era constituită din minereu, avînd circa 50% fier şi 10% SiO_2.

Rezultatele folosirii peletelor sînt redate în figura 4.

Se observă că o dată cu creşterea consumului de pelete pe tona de fontă, producţia zilnică a furnalului a crescut de la 1 300 la 2 400 t/zi, respectiv cu 85%, în timp ce consumul de cocs a scăzut de la 950 kg/t la 630 kg/t respectiv cu 33%, cantitatea de zgură a scăzut de la 600 la 300 kg/t. Se menţionează că o dată cu folosirea peletelor temperatura aerului insuflat a crescut de la 600 la 800°C.

b. *La o uzină din R. F. a Germaniei*, la un furnal de 400 m^3, a fost experimentată o şarjă

cu înlocuirea a 40% din aglomerat cu pelete fabricate în Suedia. Dimensiunea peletelor a fost între 20 și 40 mm, gradul de oxidare a peletelor 99,9%, conținutul lor în fier 66%. Economia de cocs obținută a fost de 3%.

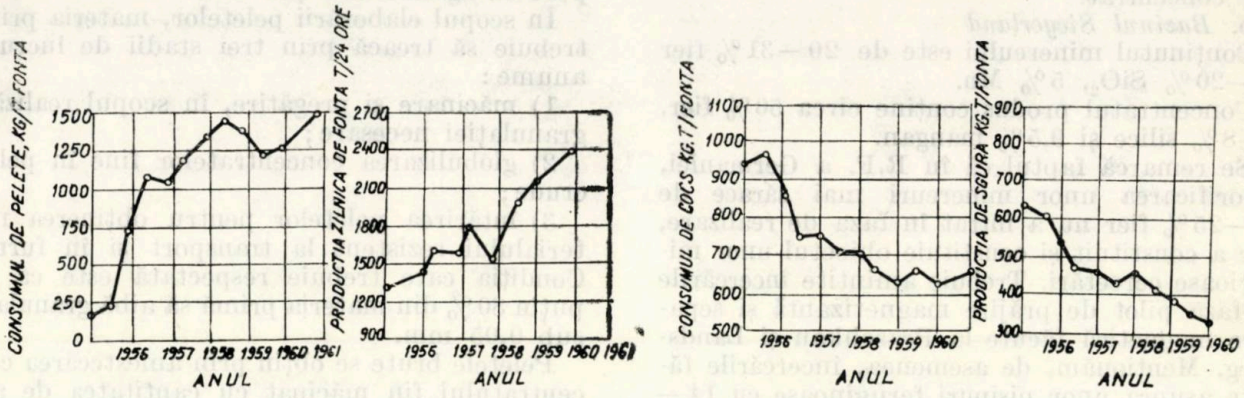


Fig. 4. Rezultatul folosirii peletelor la uzina Armco.

c. *La o uzină din U.R.S.S.* înlocuirea a 20% din aglomeratul autofondant cu pelete obținute prin metoda chimico-catalitică (fără ardere) a dus la creșterea productivității furnalului de 930 m³ cu 5,3% și reducerea consumului specific de cocs cu 3,7%.

d. *În R. P. Chineză* la combinatul de la Anșan s-a rezolvat problema folosirii peletelor autofondante (unicul caz arătat în literatură), cu bazicitatea de 1,2. Folosirea acestui tip de pelete în furnal în proporție de 75% a dus la reducerea consumului de cocs cu 7%.

În ultima perioadă de timp se fac cercetări în sensul folosirii în furnale a unor pelete în prealabil reduse. Creșterea conținutului în fier a acestor pelete de la circa 67%, cît este în prezent, la 86—90% a dat posibilitatea reducerii consumului de cocs cu circa 44% și creșterii productivității furnalului cu 55%. Nu există nici o îndoială în sensul că progresul continuu în domeniul siderurgiei depinde într-o măsură considerabilă de creșterea producției de pelete.

În țara noastră, din anul 1957 a început o acțiune susținută pentru cercetarea posibilităților optime de valorificare a minereurilor de fier. În prima urgență s-au cercetat posibiliatățile de preparare a minereurilor din zăcămintele aflate în exploatare (Teliuc, Ghelar, Ocna, de Fier și Lueta). În paralel și în continuare s-au studiat posibilitățile de preparare și pentru celelalte zăcăminte cunoscute, sau puse ulterior în evidență prin cercetări geologice. Lucrările efectuate au dus la următoarele rezultate

— zăcămintele vechi, cunoscute, aflate în exploatare pot fi preparate economic cu indicatori acceptabili (Teliuc, Ghelar, Ocna de Fier, Lueta);

— din zăcămintele noi puse în evidență în anii 1957—1964 pot fi valorificate economic prin preparare cele de la Căpuș Șatra, Mădăraș, Teliuc Est și Ghelar Est. Restul zăcămintelor cunoscute sau promovate în ultimii ani necesită studierea metodelor prin care valorificarea lor ar putea fi economică.

În urma studiilor și cercetărilor întreprinse s-a trecut la proiectarea și construirea uzinelor de preparare pentru minereurile care au prezentat aspecte economice pozitive. Astfel, în anii 1958—1959 s-a construit instalația de preparare a minereurilor cu magnetită de la Ocna de Fier (amplificată în 1962); în anii 1962—1963 s-a construit Uzina de preparare Căpuș, în anii 1962—1964 s-a construit Uzina de preparare a minereurilor de la Teliuc — amplificată apoi în anii 1964—1966. În acest fel s-a ajuns să fie livrat siderurgiei aproape tot minereul de fier care se exploatează sub formă de concentrate. Datorită acestor eforturi deosebite, s-a ajuns la unele rezultate pozitive, care pe măsură ce se va cîștiga experiența necesară organizării superioare a producției și a muncii, creșterea progresului tehnic, ridicării calificării cadrelor ș.a. vor fi mereu îmbunătățite. Redăm mai jos indicatorii tehnologici cei mai importanți obținuți în perioada de funcționare la uzinele de preparare Teliuc, Căpuș și Ocna de Fier.

— La Uzina de preparare Teliuc, minereul de alimentare este format din siderită cu cuarț, dolomită, calcar, ankerită și, subordonat, șisturi, pirită, magnetit, limonit etc.

Minereul brut de alimentare conține circa: 28,5% Fe; 18% SiO_2; 2% Al_2O_3; 2% Mn; 7% MgO; 0,8% S; 0,3% P.

Tehnologia de preparare este următoarea: minereul se sfărîmă în trei trepte de sfărîmare la 25 mm; în continuare este supus procesului de prăjire magnetizantă, apoi unei măcinări fine (0,15 mm) și în final separării magnetice, rezultînd un concentrat de magnetită care este filtrat.

Concentratul obținut conține circa 51% Fe; 7,5% SiO_2; 2% Al_2O_3; 2,5% CaO; 0,5% S și 0,055% P. Recuperarea în metal este de circa 80—81%.

— La Căpuş Şatra, minereul de alimentare este format din oolite de fier cimentate într-o masă calcaroasă şi argiloasă, avînd următoarele conţinuturi informative 30—32% Fe; 11% SiO_2; 4% Al_2O_3; 18% CaO; 1% MgO; 0,3% S; 0,5% P.

Tehnologia de preparare, pe scurt, este următoarea: minereul brut este sfărîmat la 30—40 mm şi introdus apoi în dezintegratoare; partea grobă care se elimină din dezintegratoare se macină în mori cu bile la dimensiunea sub 1 mm; partea fină, împreună cu minereul măcinat, trece în clasoare cu greblă, de unde rezultă refuzul clasorului ca produs final şi şlamurile din suprascurgerea clasorului, care se tratează în hidrocicloane, recuperîndu-se o parte din oolitele fine. Oolitele de fier rezultate de la clasor şi hidrocicloane sînt desecate în filtre. Concentratul obţinut are circa 37% Fe; 8% SiO_2; 2—3% Al_2O_3; 13% CaO; 0,3% S şi 0,5% P. Recuperarea în metal atinge circa 85%.

— Ocna de Fier. Minereul de alimentare este un skarn cu magnetit avînd: 30% Fe; 20% SiO_2; 20% CaO+MgO şi 1% Mn. Din fierul total numai 60—70% se află sub formă de magnetit, restul fiind legat de granaţi (silicaţi de fier), deci imposibil de recuperat prin mijloacele cunoscute astăzi. Fluxul tehnologic de preparare este specific minereurilor cu magnetit. Minereul este sfărîmat la 18—20 mm şi cele două clase sînt supuse separării magnetice uscate pe separatoare cu tamburi. Concentratul obţinut conţine circa 42% Fe şi o extracţie în metal de 60—65%.

Această extracţie este raportată la fierul total, inclusiv la fierul legat de granaţi. Raportînd extracţia în metal numai la fierul legat sub formă de magnetită, aceasta ajunge la circa 95%. Din cele cîteva exemple se poate observa că unele realizări se situează la nivelul mondial, iar altele trebuie să fie îmbunătăţite.

Şi în sectorul siderurgic au fost luate măsuri importante în aglomerarea concentratelor de fier livrate de sectorul minier.

Cea mai mare parte a minereului de fier, respectiv concentrat, se introduce în furnalele Combinatului siderurgic Hunedoara sub formă de concentrat.

Ţinînd seama de faptul că în actuala etapă, în industria noastră siderurgică aglomerarea are un larg cîmp de activitate — dar prezintă unele aspecte depăşite faţă de peletizare — se pune problema folosirii aglomeratului autofondant, care a reprezentat în anul 1966 circa 85% din încărcătura furnalului. Folosirea acestui tip de aglomerat duce la creşterea productivităţii furnalelor cu circa 12%, concretizat în sporirea producţiei cu circa 150 mii t/an, reducerea consumului de cocs economic pe tona de fontă cu circa 100 kg şi o economie la preţul de cost al tonei de fontă cu circa 50 lei.

Merită să fie amintite preocupările ICEMIN şi ICEM în privinţa peletizării, deşi datele au fost obţinute numai în fază de laborator. Cercetările efectuate în acest domeniu, deşi sînt la început, sugerează convingerea că în această direcţie trebuie perseverat, avîndu-se în vedere necesităţile de metal mereu crescînde ale industriei noastre şi tendinţele pe plan mondial, care se concentrează, cu precădere, asupra peletizării.

Se menţionează încercările efectuate la Combinatul siderurgic Hunedoara în luna noiembrie 1966, cînd s-au utilizat în încărcătura de minereu a furnalului nr. 4 pelete obţinute la Tîrnăveni, din cenuşi de pirită ce au fost în prealabil dezarsenizate şi deplumbuite. Cantitatea de pelete încărcată în furnal a fost de 594 t, cu o compoziţie corespunzătoare, întrucît conţinutul de arsen era de circa 0,015%, plumbul se găsea sub formă de urme fine, sulful sub 0,05%, iar conţinutul în fier al peletelor între 54 şi 56%.

Cu această ocazie s-a constatat că în perioada încercărilor cu pelete, mersul furnalului a fost normal.

Din rezultatele obţinute experimental a reieşit faptul că în perioada de funcţionare a furnalului cu 21,5% pelete în încărcătură, producţia medie zilnică a fost de 346 t fontă, faţă de 337 t fontă, cînd din încărcătură au lipsit peletele. Sporul de producţie astfel obţinut este de 9 t fontă în 24 h. Dată fiind cantitatea mică de pelete experimentată, indicii obţinuţi au un caracter orientativ.

B. UNELE ASPECTE ECONOMICE PRIVIND EFICIENTA ECONOMICĂ A PREPARĂRII MINEREURILOR DE FIER DE LA TELIUC—GHELAR IN SECTORUL SIDERURGIC

Pînă la construirea uzinei de preparare, I. M. Hunedoara livra către Combinatul siderurgic Hunedoara minereu de fier sub formă brută în două sortimente—minereuri bulgări şi minereu mărunt. Conţinutul de fier al acestora varia între:

— 32—34% Fe siderită bulgări;

— 27—30% Fe siderită mărunţă.

Utilizarea sideritei bulgări în amestec cu alte minereuri, la furnalele de 2—300 m^3, sub formă prăjită la nivelul tehnicităţii respective, a dus la obţinerea unei tone de fontă, la un consum specific de cocs de 1 159 kg/t fontă.

Adoptarea noului flux tehnologic prin prepararea sideritelor sub formă de concentrat de fier a dus la reconsiderarea fluxului în ramura siderurgică, prin eliminarea operaţiei de prăjire şi introducerea operaţiei de aglomerare pe benzi.

Datorită pe de o parte noului procedeu, a ridicării tehnicității producției de fontă (furnale de mare capacitate, temperaturi ridicate ale aerului, utilizarea de gaz metan, presiune înaltă la gît etc.) și pe de altă parte a utilizării unor minereuri mai bogate, prețul de cost al fontei este în continuă scădere.

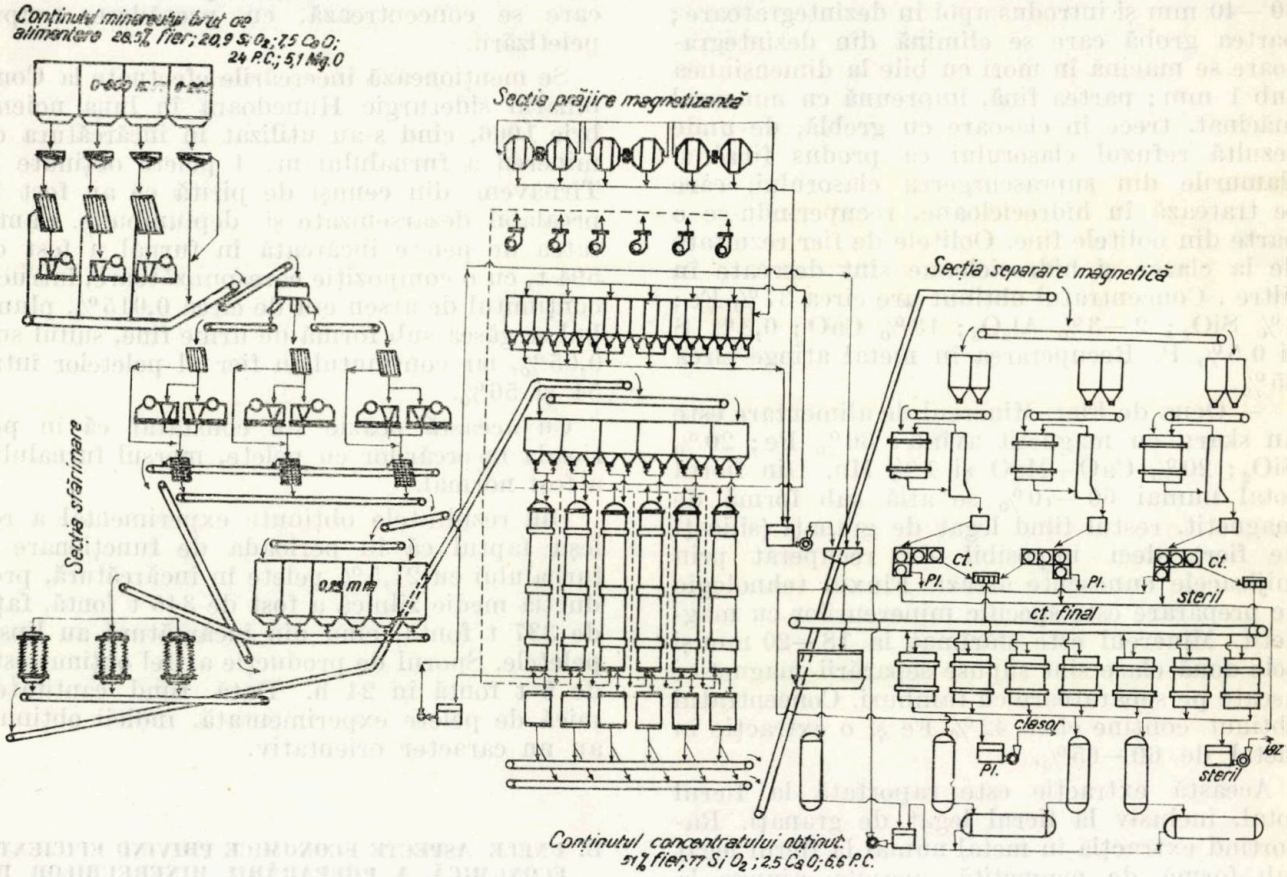


Fig. 5. Fluxul tehnologic al Uzinei de preparare a minereurilor de fier Teliuc.

Pentru a se estima influența creșterii conținutului de fier în concentratul produs de Uzina de preparare Teliuc asupra unor indicatori tehnico-economici în ramura siderurgică s-au făcut calculele din care se trag următoarele concluzii (fig. 5);

— cantitatea de concentrat scade o dată cu creșterea conținutului de fier;

— cantitatea de fontă rezultată din 2 100 000 t minereu brut scade pe măsura îmbunătățirii concentratului. Dacă la o îmbogățire la 47% fier se pot produce 570 mii t fontă, la 57% fier, producția de fontă se reduce la 492 mii t, adică cu 78 mii tone;

— consumul specific de cocs metalurgic are o tendință de scădere o dată cu creșterea conținutului de fier în concentrat. Se menționează însă că noul procedeu (aglomerarea) duce la creșterea consumului de cocs mărunt;

— calculul investiției specifice pe tona de fontă, luînd în considerare și investițiile colaterale (în sectoarele concentrare-aglomerare și cocserie), arată o scădere a acesteia o dată cu creșterea conținutului de fier în concentrat după care practic se menține la același nivel;

— prețul de cost al fontei prezintă o scădere continuă mai accentuată în prima parte a domeniului de variație, pînă la conținutul de 53% de Fe.

CONCLUZII

Din datele oferite de realizările pe plan mondial și la noi în țară se desprinde concluzia că prepararea minereurilor de fier și peletizarea concentratelor obținute aduc după sine multiple avantaje sectoarelor minier și siderurgic, concretizate prin exploatarea în masă a zăcămintelor cu toate consecințele favorabile ce decurg de aici și creșterea producției de fontă ca urmare a creșterii productivității furnalelor datorită introducerii în furnal a aglomeratului de fier cu conținut ridicat în fier și reducerea corespunzătoare a consumului de cocs.

BIBLIOGRAFIE

[1] Vanci, Gh. şi Popa I. *Problemele actuale privind valorificarea minereurilor sărace de fier.* I.D.T 1956.

[2] Vanci, Gh. *Stadiul şi importanţa preparării mecanice şi termice, precum şi a reducerii directe a minereurilor de fier în dezvoltarea industriei siderurgice.* Metalurgia şi Construcţia de maşini, nr. 11, 1962.

[3] Iarho, N. A., *Peletizarea minereurilor de fier şi a concentratelor.* Metallurg, nr. 8, 1958.

[4] Williams M. F. *Starea actuală şi perspectiva peletizării minereurilor de fier.* Iron and Steel, nr. 2, 1965

[5] Wilson, R. *Îmbogăţirea minereurilor — factor de dezvoltare a furnalelor.* Blast furnace and Steel Plant, nr. 3, 1965.

[6] Cernîşev, A. M. *Obţinerea peletelor la elaborarea fontei cu ajutorul lor.* Metallurg., nr. 1, 1962.

[7] Meyer, K. *Situaţia actuală a peletizării minereurilor de fier.* Stahl und Eisen, nr. 3, 1962.

[8] Smedstam, I. A. *Pelete pentru furnale.* I. Metals, nr. 5, 1965.

[9] Mertume *Peletizarea minereurilor de fier ca factor important al preparării încărcăturii furnalelor.* Metalurgia, nr. 7, 1965.

[10] Wendeborn, H. *Importanţa aglomerării pentru producerea fontei.* Prospect Lurgi, 1958.

Note

Utilizarea endoscopului în minerit

ŞT. BENEA şi D. FOTA

În cadrul experimentărilor întreprinse la ICEMIN în ultimii ani, unul din mijloacele de investigaţie pe teren, cu ajutorul căruia s-au obţinut date utile, a fost şi endoscopul.

Tehnica de a cerceta structura internă a rocilor prin intermediul unui aparat optic introdus în găuri de sondă sau în găuri obişnuite de mină, este cunoscută în străinătate de mai mulţi ani. În acest scop diferite institute şi întreprinderi specializate au conceput şi realizat diverse aparate optice, toate avînd la bază acelaşi principiu constructiv şi au primit diferite denumiri (stratoscop, introscop, endoscop, etc.)

Descrierea aparatului

Endoscopul utilizat în cadrul experimentărilor a fost confecţionat în institut şi se compune din trei părţi principale : capul de sondă, tubul de pătrundere şi luneta (fig. 1).

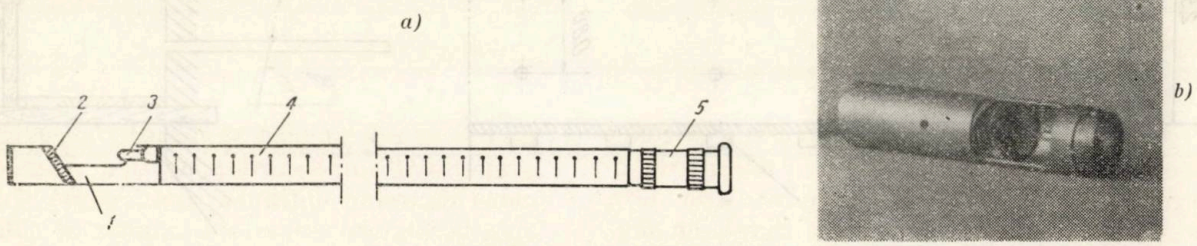


Fig. 1. Endoscopul minier :
a — schiţa aparatului : *1* — capul de sondă ; *2* — oglinda ; *3* — bec ; *4* — tub din alamă ; *5* — lunetă ; *b* — vederea capului de sondă.

Capul de sondă este un tub, cu lungimea de 100 mm şi diametrul interior de 28 mm, în care s-a practicat o fereastră de formă dreptunghiulară. O oglindă plană aşezată sub un unghiu de 60° serveşte pentru transmiterea către lunetă, prin reflecţie, a imaginii exterioare. Spaţiul încadrat de fereastră este luminat de un bec montat în faţa oglinzii şi alimentat printr-un conductor izolat de la un acumulator de 6 V.

Pentru ca lumina directă să nu jeneze pe observator, becul este mascat de soclul în care este fixat.

Tubul de pătrundere este format din asamblarea unor segmenţi din ţeavă de alamă, cu lungimea de 1 m. Exteriorul tubului este gradat în centimetri, pentru stabilirea adîncimii de pătrundere în gaură a capului de sondă.

Luneta este un sistem optic obişnuit pentru un cîmp vizual de 1—5 m şi cu o putere de mărire de 2,5.

Endoscopul descris mai sus s-a folosit cu rezultate bune în găuri de mină cu diametrul minim de 40 mm şi lungimi pînă la 3—4 m.

Observaţia propriu-zisă este uşoară şi se efectuează de către două persoane. Prima persoană face observaţiile manevrînd aparatul în gaura de mină prin rotire şi împingere şi transmite celei de-a doua rezultatul obser-

vaţiilor, pentru a fi notate într-un carnet. De fiecare dată se stabileşte şi adîncimea la care se fac observaţiile în masiv, prin citirea gradaţiei de pe tubul de pătrundere.

Observaţii efectuate în roci cristaline.

Primele observaţii s-au făcut la mina Balan cu ocazia experimentării susţinerii ancorate în

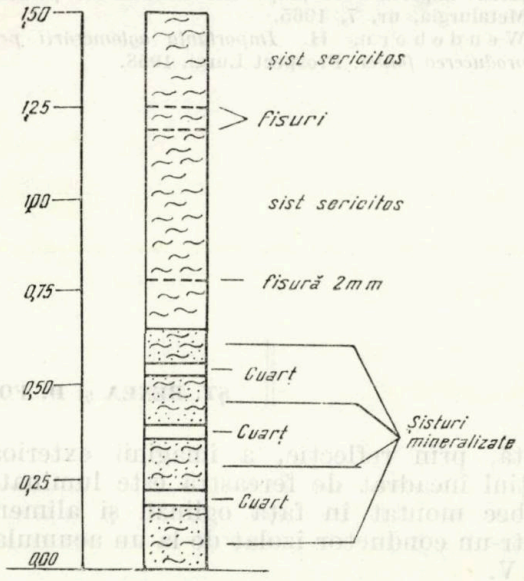


Fig. 2. Profil geologic cartat cu endoscopul.

abatajele exploatate cu fîşii orizontale şi rambleiere.

Rocile înconjurătoare sînt formate din şisturi clorito-sericitoase cu intercalaţii de cuarţ în formă de benzi şi cuiburi. În masa acestor şisturi sînt împregnate calcopirita şi pirita, atît sub formă de îngrămădiri masive, cît şi dispers.

Sisturile sînt afectate de un sistem de falii şi fisuri mai mult sau mai puţin accentuate şi orientate după anumite planuri. Cunoaşterea poziţiei acestor planuri tectonice este foarte importantă pentru stabilirea direcţiei de orientare a ancorelor, cît şi pentru determinarea lungimii şi distanţei dintre acestea.

Pe baza contrastului dintre culorile mineralelor s-a putut determina succesiunea diverselor roci străbătute de gaură, determinîndu-se astfel natura geologică a masivului ce se ancorează (fig. 2). Observarea directă a fisurilor cu precizarea adîncimii, a permis să se stabilească care este distanţa dintre acestea şi frecvenţa cu care ele apar în masiv.

Pe lîngă datele obţinute pentru determinarea parametrilor necesari susţinerii ancorate, cartarea găurilor din tavan şi din pereţi a relevat noi limite de mineralizare care, în condiţii normale de exploatare, cu greu pot fi puse în evidenţă, creînd posibilitatea exploatării mai raţionale a rezervelor de minereu.

Observaţii efectuate în saline

Acelaşi endoscop a fost folosit şi la stabilirea numărului, direcţiei şi înclinării unor fisuri, situate în partea superioară a pilierului de sare gemă din nordul minei Principatele Unite de la Slănic.

În acest scop s-au forat în pilier patru rînduri de găuri la un interval de 5m, fiecare rînd grupînd către trei găuri, aşa după cum se arată în figura 3 a.

Cu ajutorul endoscopului s-a putut observa întregul contur interior al găurilor de control.

Datorită transparenţei sării, gradul de claritate al observaţiilor s-a putut mări prin introducerea în găurile vecine a unei surse de lumină suplimentară, cu alimentarea de la reţea.

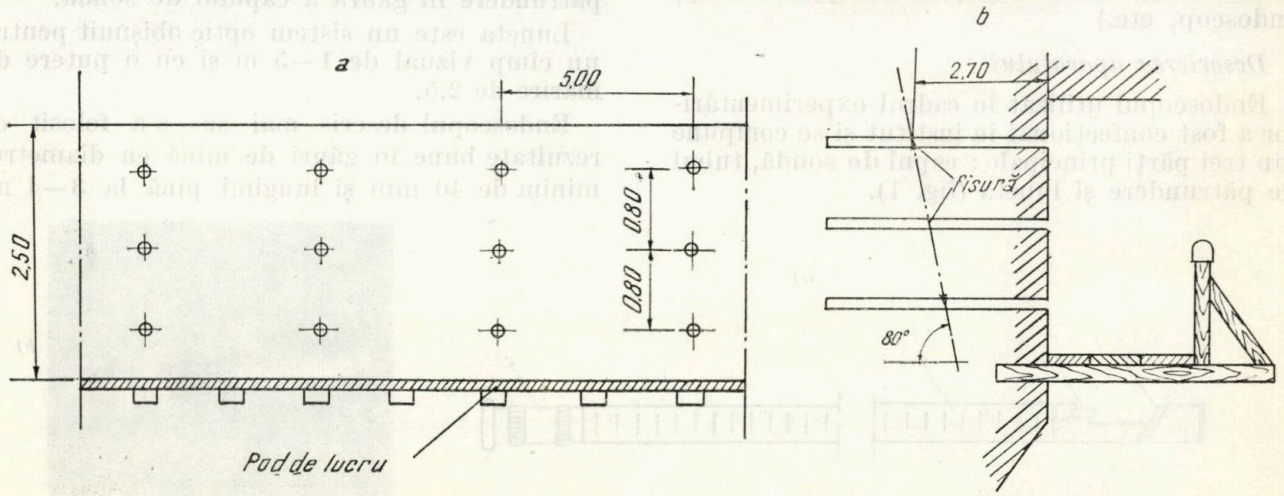


Fig. 3. Schema amplasării găurilor de observare în pilierul nordic al minei Principatele Unite.

După identificarea grupului de fisuri prin gaura superioară, s-a măsurat adîncimea la care acestea se găsesc în pilier şi s-a trecut la cercetarea celorlalte găuri, la fiecare înregistrîndu-se adîncimea la care se găsesc fisurile în masiv.

Pe baza observaţiilor şi măsurătorilor efectuate, s-a putut stabili grafic poziţia şi înclinarea fisurilor (fig. 3 b), cît şi extinderea lor pe direcţie.

În concluzie, ţinem să arătăm că încercările făcute pe teren cu acest aparat, de o construcţie simplă şi ieftină, au dat rezultate destul de edificatoare, pentru ca utilizarea lui să poată fi extinsă.

Datele culese prin lucrările descrise, cît şi numeroasele întrebuinţări şi rezultate obţinute în străinătate, ne dau certitudinea să recomandăm folosirea endoscopului în lucrările de prospectare şi explorare a zăcămintelor şi în mod special pentru stabilirea microtectonicii rocilor înconjurătoare lucrărilor miniere.

Aparatul poate fi confecţionat în orice atelier, dar pentru nevoile industriei miniere din ţara noastră ar putea fi realizat în serie de către o întreprindere specializată.

BIBLIOGRAFIE

[1] Tincelin, E. ş.a. *Le soutenement en galeries.* Revue de l'Industrie minérale, Dorument S. I. M. B_2, 1961.

[2] Bilik, S. M. *Dispozitive şi aparate pentru cercetarea presiunii rocilor.* Moscova, 1955.

[3] Egbert, R. *Ein Endoscop (Straloscop) zum untertägliche Einsatz für bergbauliche Forschungsarbeiten.* Bergakademie, nr. 8, 1964.

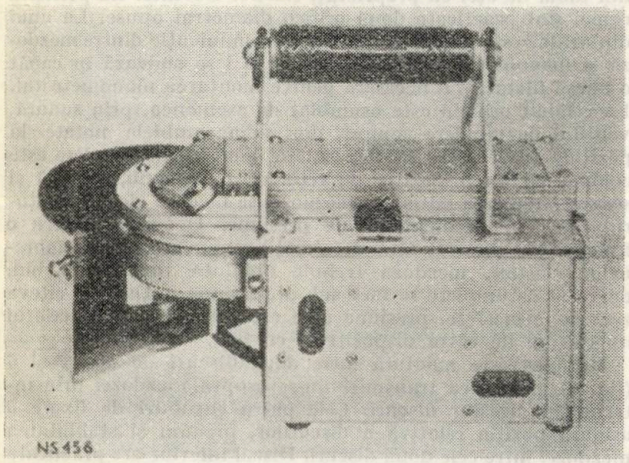
[4] Benea, St. şi Ciucă, N. *Susţinerea ancorată în lucrările miniere.* ICEMIN, 1964.

[5] Fotă, D. *Studiul stabilităţii stîlpilor şi planşeelor de siguranţă de la Salina Slănic.* ICEMIN, 1966

Estimarea riscurilor provocate de praful în suspensie

Nou aparat gravimetric pentru colectarea de praf cu posibilităţi de funcţionare fără supraveghere timp de 12 ore.

Un nou aparat englezesc pentru colectarea prafului măsoară expunerea totală a muncitorilor la praful în suspensie din aer, pe o perioadă de lucru de la 8 la 12 ore. Aparatul culege numai particulele de praf suficient de mici pentru



Aparat gravimetric de recoltare a prafului Typ 113 A, construit de către C.F. Casella şi Co. Ltd. Londra.

a putea ajunge în regiunile cele mai îndepărtate ale alveolelor pulmonare; măsurarea cantităţii acestui praf este considerată ca mijlocul cel mai bun de evaluare a pericolelor la care este supus personalul care lucrează într-o atmosferă conţinînd praf industrial inert de siliciu, azbest etc. Eşantionul colectat este suficient de mare pentru a fi măsurat gravimetric.

Aparatul permite să se evite numărarea şi măsurarea individuală a particulelor la microscop, singura metodă care permitea înainte determinarea mai precisă.

Mai mult, variaţiile intermitente ale concentraţiei de praf, care dădeau rezultate greşite prin măsurarea probelor colectate periodic, sînt acum eliminate datorită duratei prelungite de colectare şi a vitezei ridicate şi constante a acestei operaţii (2,5 l/min). Noul aparat dă o diferenţă între rezultate (calculată prin efectuarea încercărilor cu ajutorul a două aparate dispuse alături) de numai 8%, precizie sensibil superioară oricărui aparat anterior.

Aparatul este portativ, autonom, garantat pentru utilizarea în mine; nu reclamă nici o supraveghere în timpul prelevării probelor. A fost realizat de către Laboratorul de cercetări miniere pentru industria carboniferă engleză şi construit de C. F. Casella şi Co. Ltd. din Londra. Poate fi utilizat peste tot unde praful în suspensie poate constitui un pericol şi în mod special în minele şi instalaţiile industriale în care se tratează sau se manipulează minereu. Cîntăreşte 4,1 kg şi are dimensiunile de 23 × 12 × 17,5 cm; în timpul utilizării normale se suspendă la înălţimea capului.

Acumulatorul de nickel-cadmiu trebuie reîncărcat după o funcţionare de circa 12 ore, dar cu un al doilea acumulator, aparatul poate fi folosit pentru mai multe perioade succesive de lucru.

Aproape 130 aparate de acest fel sînt în funcţiune, în special în minele de cărbune din Anglia.

După ce au fost eliminate aerodinamic particulele cele mai mari, de către un curent de aer, într-un separator orizontal — un ansamblu de plăci drepte și canale, care face să se depună particulele mari — fracțiunea „alveolară" a prafului este adunată pe un filtru cu membrană, sau cu fibre de sticlă.

Eșantionul de praf poate fi cîntărit cu precizie pe o balanță analitică pînă la 0,01 mg. Dacă este necesară o studiere mai amănunțită, se poate de asemenea examina praful la microscop și încălzi pentru a distinge elementele necombustibile (ca de exemplu: silicatul de carbon), sau să fie analizat chimic, sau prin difracția razelor X, sau prin spectrofotometrie la raze infraroșii.

Dacă cele mai importante particule culese în separator trebuie să fie studiate (ca de exemplu în cazul substanțelor toxice solubile), conținutul separatorului poate fi de asemenea cîntărit și analizat.

Un nou tip de mezdoză hidraulică pentru măsurători de presiune în galerii și abataje

Ing. C. DÂRDALĂ

Dimensionarea unor susțineri raționale din punct de vedere tehnic și economic în lucrările de deschidere, de pregătire și în abataje, întîmpină mari dificultăți datorită diversității largi a condițiilor de lucru întîlnite în subteran, variabile de la zăcămînt la zăcămînt și chiar în limitele aceluiași zăcămînt, o dată cu avansarea lucrărilor miniere pe direcție sau înclinare.

Metodele empirice, care pînă nu de mult au constituit singura cale de îmbunătățire a susținerilor miniere, se soldau cu mari cheltuieli de fonduri și de timp și nu abordau întotdeauna soluțiile optime din punct de vedere tehnic și economic, pentru condițiile date. În ultimele decenii însă, tehnica minieră a apelat tot mai des la cercetări teoretice și experimentale pentru a obține date utile necesare proiectării construcțiilor miniere subterane.

Unul din mijloacele de investigație de cea mai mare importanță îl reprezintă stabilirea raportului dintre starea de tensiune din masiv, pe de o parte, și rezistența susținerii și a rocilor înconjurătoare, pe de altă parte. Evident că, în cazul unei susțineri eficiente în galerii, acest raport trebuie să fie de următoarea formă:

$$K_1 K_2 \gamma H \leqslant R_r + R_s ,$$

unde:

K_1 este coeficientul de concentrare a tensiunilor ca urmare a atacării masivului prin lucrarea minieră de deschidere sau de pregătire;
K_2 — coeficientul de concentrare a tensiunilor ca urmare a atacării masivului prin lucrări de abataj;
γ — greutatea volumetrică medie a rocilor acoperitoare;
H — adîncimea la care este amplasată lucrarea minieră;
R_r — rezistența medie a rocilor înconjurătoare;
R_s — rezistența susținerii.

Rezultatul direct al interacțiunii tuturor acestor factori îl constituie presiunea ce se exercită de către rocile înconjurătoare asupra susținerilor miniere, presiune care va constitui în ultimă instanță, baza de calcul a rezistenței și caracteristicii de funcționare a susținerii.

În prezent, măsurătorile de presiune în abataje se efectuează curent.

În galerii, Institutul central de cercetări miniere a început efectuarea unor măsurători de presiune în anul 1965, la E. M. Petrila, în vederea rezolvării dificultăților privind susținerea lucrărilor de pregătire de la această exploatare, dificultăți care au intervenit o dată cu avansarea exploatării în adîncime. În acest scop s-a trecut la proiectarea și realizarea, precum și la încercarea și etalonarea în laborator a aparatului necesar efectuării măsurătorilor de presiune în galerii. În lucrările de pregătire de la orizonturile 13 și 14 de la E. M. Petrila a fost montat un număr de 40 mezdoze, care au funcționat, în mod satisfăcător, o perioadă de timp, de circa opt luni.

Ca metodă a fost aleasă metoda directă de măsurare prin intercalarea aparatelor de măsură între bandajul și susținerea galeriei. Această metodă are marele avantaj că evaluează presiunile efective ale rocilor înconjurătoare asupra susținerii miniere, precum și zonele principale de exercitare ale acestor sarcini, în condițiile menținerii curbei caracteristice de lucru a susținerii. Avîndu-se în vedere că măsurătorile sînt de lungă durată (întreaga durată de serviciu a galeriilor direcționale), a fost ales (pentru aparatele de măsură), principiul de lucru hidraulic.

În afară de caracteristicile amintite mai sus, noul aparat de măsură mai îndeplinește și următoarele condiții:

— dimensiuni și greutate redusă;
— poate fi montat la toate tipurile de susțineri metalice care folosesc profil tip clopot de 21,5 km/m și în general, cu unele mici adaptări, la orice tip de susținere;
— are o etanșare ridicată, pentru a funcționa timp îndelungat;
— poate fi umplută complet cu lichid;
— are o sensibilitate ridicată;
— asigură o precizie de citire de circa 2,5% din sarcina maximă de solicitare.

Din punct de vedere constructiv (fig. 1) aparatul se compune dintr-o lentilă circulară *4* pe care sînt asamblate prin sudură două membrane circulare *9*, bombate, confecționate din tablă de oțel cu proprietăți elastice ridicate. La periferia ramei sînt practicate două orificii diametral opuse. La unul din orificii este sudată conducta de comunicație dintre mezdoză și manometru *10*, conductă căreia i se sudează în capăt o bucșă filetată *11*, necesară pentru montarea manometrului. La celălalt orificiu este asamblat de asemenea, prin sudură, ventilul de umplere compus din subansamblele notate la pozițiile *16*, *17*, *18*, *19*, *20*, *21*, *22*. Ventilul de umplere este echipat cu un dispozitiv de reținere a presiunii, cu bilă și scaun. Umplerea inițială a mezdozei se face pe aici, cu ajutorul unei pompe manuale de presiune. Deoarece pentru o funcționare corectă, fără deformații remanente ale membranelor elastice, mezdoza trebuie umplută total cu lichid, operația de umplere se face sub o presiune inițială de cîteva zeci de atmosfere, presiune care este reținută în interiorul aparatului de către dispozitivul cu bilă.

Mezdoza este montată între două discuri de oțel *2* și *5* (fig. 1), presiunea transmițîndu-se asupra mezdozei prin intermediul acestor discuri. Cele patru șuruburi de fixare *3* asigură poziția relativă a discurilor, precum și stabilitatea mezdozei între cele două discuri. Discul inferior are practicate pe fața sa inferioară, două canale, pentru îmbinarea corectă cu susținerea metalică din profil clopot de 21,5 kg/m.

Manometrul este de producție indigenă, cu interval de măsurare de la 0 la 250 at cu diametrul exterior de 60 mm, fabricat de Uzina de mecanică fină București.

Conducta de comunicație, precum și manometrul sînt protejate cu ajutorul unei apărători *7*, (fig. 1) fixată pe discul inferior cu ajutorul a patru șuruburi *13*.

Încercările de laborator au dat rezultate foarte bune pentru acest tip de aparat de măsură. S-au făcut pentru fiecare mezdoză în parte cîte cinci încercări de rodaj și cinci încercări de etalonare. Stabilind corespondența dintre indicațiile citite pe cadranul piesei în tf și cele citite pe manometru, s-a construit curba medie de etalonare a fiecărui aparat.

În figura 2 prezentăm pentru exemplificare curba medie caracteristică de lucru a mezdozei nr. 18, din care se remarcă diferența foarte mică dintre curba de încărcare și cea de descărcare a aparatului, astfel încît eroarea maximă de citire se cifrează la numai 200—300 kgf. (Linia punctată reprezintă curba de încărcare, iar cea plină curba de descărcare).

După efectuarea celor cinci încercări de rodaj, aparatul a demonstrat o constanță remarcabilă astfel încît, atît curbele de încărcare, cît și curbele de descărcare ale mezdozei, au fost aproape identice. Pentru ilustrarea acestei caracteristici de maximă importanță, prezentăm în continuare două tabele

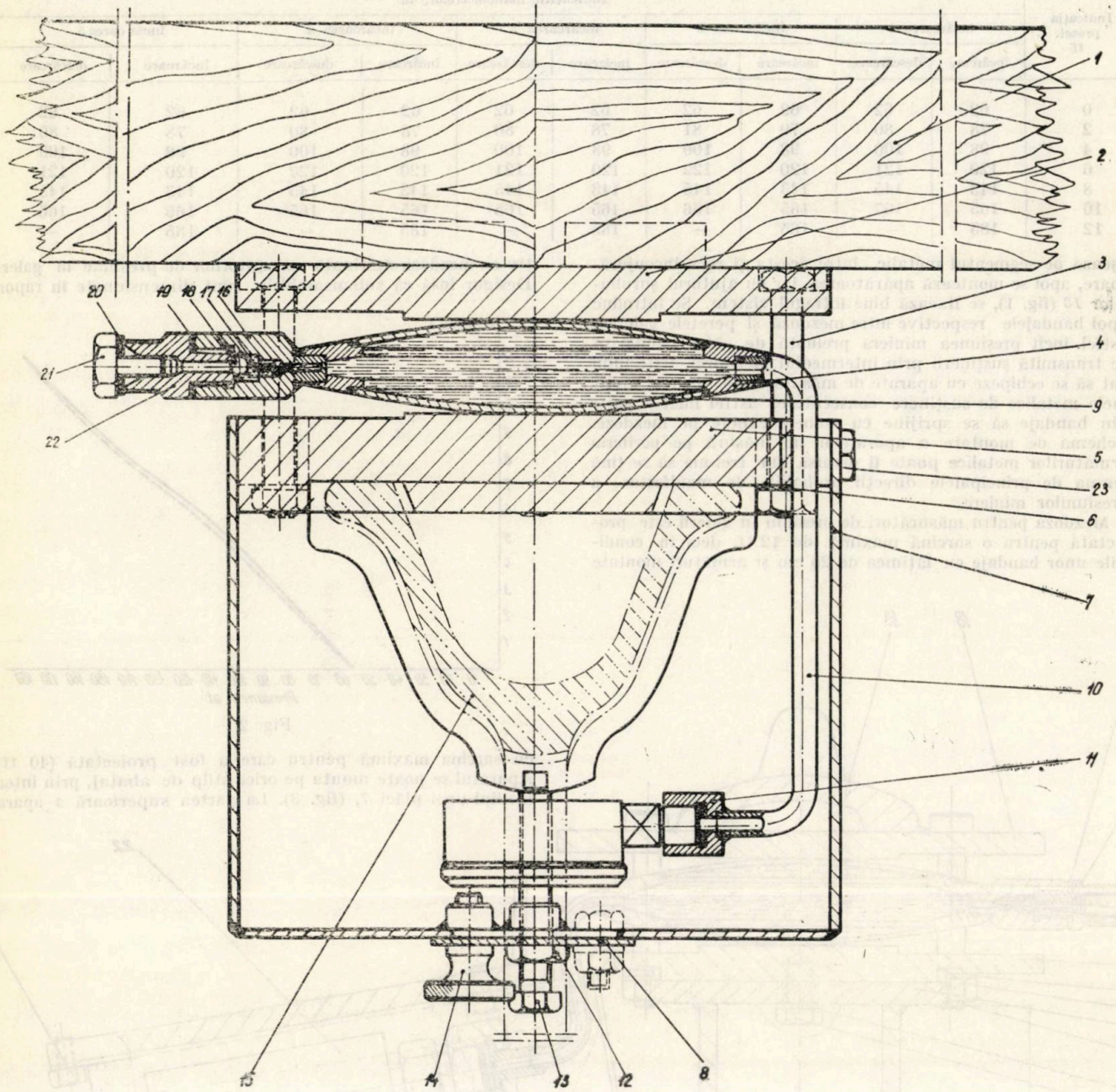


Fig. 1

Tabela 1

Indicația presei *tf.*	Indicațiile manometrelor, at									
	încercarea 1		încercarea 2		încercarea 3		încercarea 4		încercarea 5	
	încărcare	descărcare	încărcare	descărcare	încărcare	descărcare	încărcare	descărcare	încărcare	descărcare
0	55	55	55	55	55	55	55	55	55	55
2	73	75	73	75	73	75	73	75	73	75
4	93	95	93	95	93	95	93	95	93	95
6	115	116	115	117	115	117	115	117	115	117
8	140	141	140	140	140	140	140	141	140	141
10	160	162	160	162	160	162	160	161	160	162
12	180	—	180	—	180	—	180	—	180	—

reprezentînd corespondenţele dintre indicaţiile presei şi ale manometrelor, pentru mezdozele nr. 18 şi nr. 7.

Aparatul de măsură se montează în lucrarea minieră o dată cu operaţia de susţinere. Mezdoza fără apărătoare se aşează pe segmentul metalic, între acesta şi roca înconjurătoare, apoi se montează apărătoarea, iar cu ajutorul şuruburilor *13* (fig. 1), se fixează bine întregul sistem. Se introduc apoi bandajele respective între mezdoză şi peretele galeriei, astfel încît presiunea minieră preluată de către bandaj să se transmită susţinerii prin intermediul mezdozei. Este indicat să se echipeze cu aparate de măsură două sau mai multe inele metalice de susţinere consecutive, astfel încît o parte din bandaje să se sprijine cu ambele capete pe mezdoze. Schema de montare a aparatelor de măsură pe periferia armăturilor metalice poate fi diversă dar trebuie să se ţină seama de principalele direcţii probabile de manifestare a presiunilor miniere.

Mezdoza pentru măsurători de presiuni în galerii este proiectată pentru o sarcină maximă de 12 tf, deci în condiţiile unor bandaje cu lăţimea de 20 cm şi armături montate în cîmpuri de 70 cm, pentru o presiune specifică maximă de 8,6 kgf/cm².

Mezdoza destinată măsurătorilor de presiune pe stîlpi de abataj (fig. 3) este similară din punct de vedere constructiv cu mezdoza destinată măsurătorilor de presiune în galerii Desigur însă că subansamblele sunt dimensionate în raport cu sarcina maximă pentru care a fost proiectată (40 tf). Aparatul se poate monta pe orice stîlp de abataj, prin intermediul unei plăci *7*, (fig. 3). La partea superioară a aparatului

Tabela 2

Indicaţia presei, tf	Indicaţiile manometrelor, at									
	încărcarea 1		încărcarea 2		încărcarea 3		încărcarea 4		încărcarea 5	
	încărcare	descărcare	încărcare	descărcare	încărcare	descărcare	încărcare	descărcare	încărcare	descărcare
0	62	62	62	62	62	62	62	62	62	62
2	78	80	79	81	78	80	78	80	78	80
4	98	100	98	100	98	100	98	100	98	100
6	120	121	120	122	120	121	120	120	120	121
8	143	145	143	145	143	145	143	145	143	145
10	165	167	165	166	165	165	165	165	165	166
12	185	—	185	—	185	—	185	—	185	—

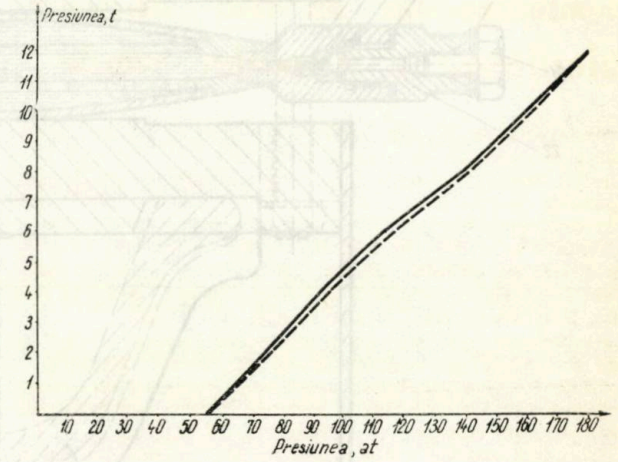


Fig. 2

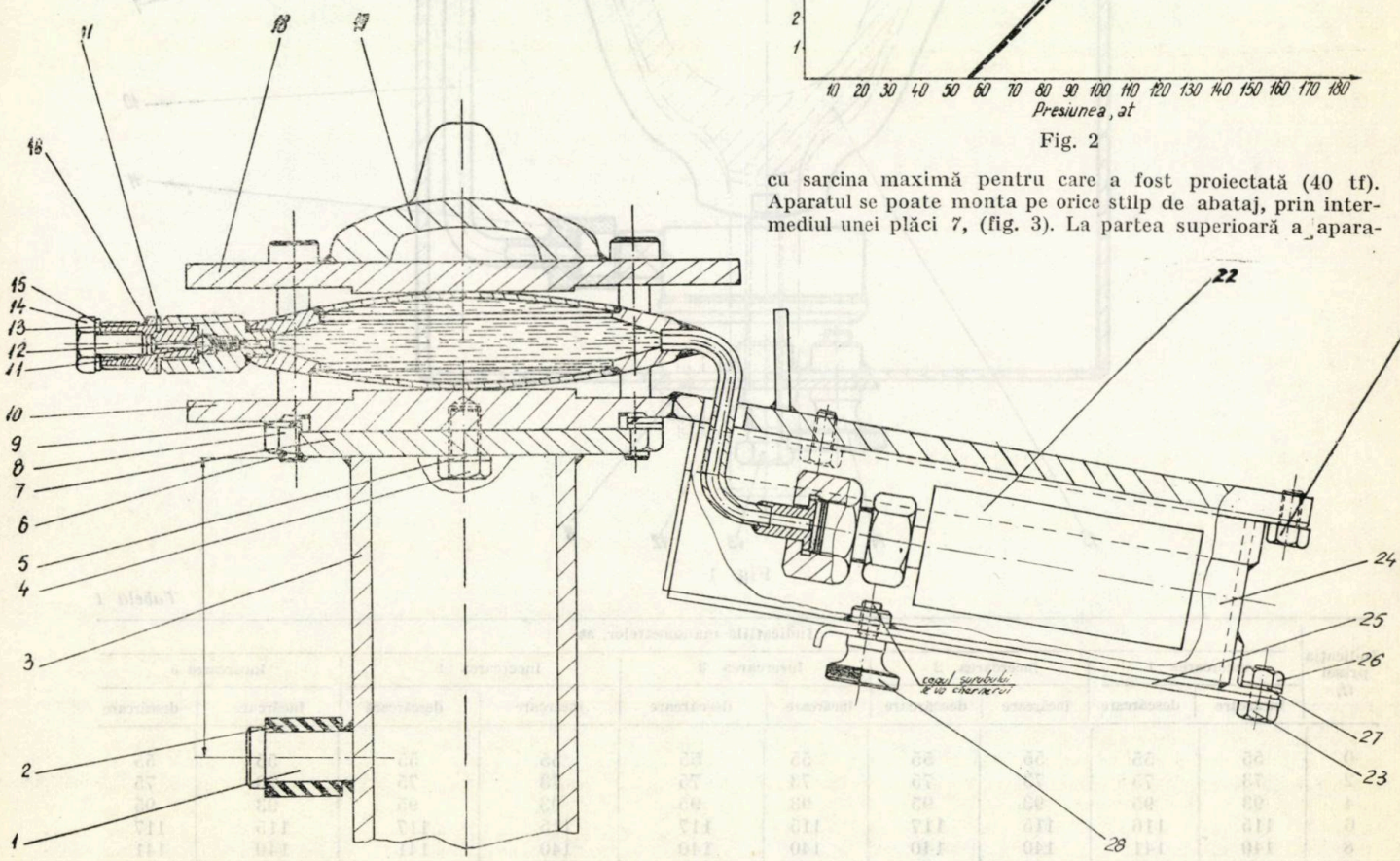


Fig. 3

tului se montează pălăria *19* pe care se sprijină grinda metalică de abataj.

Noul tip de mezdoză, superioară celor folosite anterior prin precizie și siguranță în exploatare, poate fi adoptat și construit de către exploatările miniere. În acest fel vor avea la dispoziție aparatura necesară efectuării unor măsurători de presiune în galerii sau în abataje, în vederea rezolvării pe plan local a unor probleme de susținere intervenite în procesul de producție.

BIBLIOGRAFIE

[1] Leţu, N., Poboran V., Hirean, C. și Faur, E. *Studiul susținerii, alegerea secțiunilor optime și a formei profilelor în preabatajele din stratul III și în galeriile de cap ale stratelor subțiri din Valea Jiului.* Revista Minelor, nr. 4, 1963 și nr. 1, 1964.

[2] Belaenko, F., Gluşko, V. T. și Zorin, A. A. *Măsurarea presiunii asupra susținerii inelare.* Ugol Ukrainî, nr. 2, 1962.

[3] Ghelenscul, M. N., Usan-Podgornov, B.M. *Deplasările rocilor și presiunea asupra susținerii în lucrări miniere de pregătire.* Ugol, nr. 10, 1965.

[4] Dîrdală C. *Studiul susținerii lucrărilor miniere în condițiile de presiune de la* E. *M. Petrila.* Studiu ICEMIN, 1965.

Procedeu nou de îmbogățire pe cale chimică a minereurilor de fier silicioase și de valorificare a șlamurilor sterile

Ing. GR. MIRCESCU

Minetele silicioase din Lorena au constituit un permanent obiect de cercetări în vederea îmbogățirii lor, fără ca procedeele fizice obișnuite, cum ar fi prăjirea magnetizantă, separarea magnetică uscată în cîmp puternic, separarea gravitică sau flotarea, să fi dat rezultate satisfăcătoare.

Aceasta se datorește faptului că fracțiunea de oxizi de fier legată de silicații complecși nu poate fi separată, chiar dacă în prealabil a fost redusă magnetizant, astfel că mai bine de o treime din fier rămîne legat de steril

S-a încercat însă cu succes separarea oxizilor de fier pe cale chimică și s-a speculat faptul că silicații complecși — cloritele — care alcătuiesc în mare parte minetele de Lorena, sînt mai ușor solubili decît cuarțitele, într-o soluție concentrată de sodă caustică la temperatura de fierbere.

Procedeul constă în atacarea minereului sfărîmat la 2 mm, cu sodă caustică încălzită la 135°C și avînd o concentrație de 40% în NaOH. Operația se face cu cinci părți soluție de sodă caustică pentru o parte minereu. Conținutul în fier al minereului brut crește în medie de la 31 la 47%, cu un randament de extracție de 97%. Se elimină în cadrul aceluiași procedeu, 60% din silice și 80% din fosfor, care se poate recupera pentru îngrășăminte.

Această importantă descoperire făcută în 1960 a constituit obiectul unei comunicări la Academia de Științe a Franței.

Din publicațiile recente se cunoaște că se obțin concentrate epurate cu 60—55% Fe și mai puțin de 0,55% P.

Metoda prezintă un mare interes din mai multe puncte de vedere și anume :

— furnizează un minereu cu conținut bun care poate suporta mai ușor cheltuielile de transport și care poate economisi cocs ;

— este puțin costisitoare, deoarece soda caustică este recuperabilă ;

— furnizează un subprodus comercializabil : silico—aluminatul de sodiu, obținut în afara silicei și constituind o materie primă de foarte bună calitate pentru industria sticlei, industria ceramică și diverse industrii chimice și care recuperează aproape în întregime cheltuielile de preparare. Acest procedeu nu a intrat încă în aplicare pe plan industrial.

În ce privește importanța preparării și a sortării prealabile a minereurilor de fier pentru industria siderurgică, se amintește numai că pentru fiecare creștere cu un procent a conținutului de fier al minereurilor ce alimentează furnalele se obțin economii importante la consumul de cocs și o creștere a capacității de lucru a furnalului.

Numai printr-o concasare și clasare a minereului se poate obține o scădere a consumului de cocs cu 10% în raport cu alimentarea cu minereu brut nesortat. Aglomerarea prafului și minereului mărunt duce la încă o scădere a consumului de cocs cu 10%.

Spălarea minetelor silicioase de Lorena avînd circa 21% SiO_2, cu soluție concentrată de sodă caustică, se face pe perioada de 20—30 min, după care se obține :

1 — un produs solid — concentrat de fier — conținînd 97% din fierul total, oxidul de calciu, oxidul de magneziu și cîte o fracțiune redusă de fosfor (10—20%) și silice (50—20%) și

2 — o soluție — sterilul — conținînd 50—80% din silice, toată alumina, 80% din fosfor și 2—3% din fierul conținut în minereul brut.

În rezumat, compoziția chimică a unei probe de minereu brut, a concentratelor umede și uscate obținute după tratarea cu soluție de sodă caustică, precum și a soluției sterile, este următoarea :

	Minereu brut	Minereu tratat		Soluție sterilă
		umed	uscat la 450°C	
Fe, %	30,8	38,4 —45,0	42,0 —50,0	1— 2
SiO_2, %	21,0	5,0 —13,0	5,5 —14,5	30—35
CaO	4,04	4,5 — 5,8	5,0 — 6,5	45—55
P_2O_5	1,22	0,25 — 0,35	0,25 — 0,35	3— 4
Al_2O_3	4,66	0,01 — 1,0	0,01 — 1,1	10—15
MgO	2,14	2,0 — 3,0	2,2 — 3,3	—
Mn	0,39	04, — 0,5	0,45 — 0,55	—
S	0,40	0,015— 0,025	0,015— 0,025	—
PC	17,11	5,5 —15,0	—	—
Bazicitate	0,2	0,6	—	—

Soluția de sodă caustică se poate refolosi de mai multe ori, pînă ce conținutul în SiO_2 ajunge la circa 10—15%, cînd se poate regenera prin adaos de var—care precipită fosfatul, o parte din silice și din alumină.

Durata tratamentului chimic este de 35 min, în cazul folosirii unei soluții de 40% concentrație în NaOH la 125—135°C și de 20 min în cazul folosirii unei soluții de 50% concentrație la 130—140°C.

Scurtarea duratei tratamentului cu circa 25—30% se poate obține printr-o peptizare prealabilă, care constă în impregnarea minereului cu o soluție de NaOH.

Concentratul se poate aglomera fie prin prăjire, fie prin compresiune și reducere parțială, variația conținutului în fier restrîngîndu-se în acest caz numai între 45—60% (uscat). Acest produs a dus la obținerea a numai 450—550 kg zgură la tona de fontă, față de 1 000 kg zgură cît se obținea cu minereul brut, netratat. Acțiunea sodei caustice constă

atît în dizolvarea P_2O_5, Al_2O_3, şi SiO_2 cît şi în transformarea unei părţi a oxizilor de fier nemagnetici în oxizi magnetici, acţiune la care concură şi prezenţa urmelor de calciu şi silicaţi. Această proprietate face posibilă o separare magnetică ulterioară, în vederea îmbogăţirii fracţiunii magnetice a concentratului.

Compoziţia chimică sumară a acestor fracţiuni, obţinute în urma tratării, este următoarea :

Fracţiune	Minereu brut			Minereu tratat		
	greutate, %	Fe, %	SiO_2, %	greutate, %	Fe, %	SiO_2, %
magnetică	—	—	—	75	45,6	5,3
nemagnetică	100	30,8	21,0	25	35,0	24,0

Întrucît minetele silicioase de Lorena se asemuiesc, atît din punctul de vedere al structurii mineralogice, cît şi al compoziţiei chimice, cu minereul de fier din zăcămîntul Căpuş Nord, trebue analizat dacă nu este cazul să se cerceteze posibilităţile de îmbogăţire ale acestuia şi pe cale chimică, prin procedeul arătat mai sus.

Minereul de Căpuş Nord este constituit din oolite de hidroxizi de fier cimentate într-o masă calcaroasă şi argiloasă.

Cercetările făcute pînă în prezent pe acest minereu s-au axat pe procedee fizice de preparare şi anume :

1 — prăjire magnetizantă urmată de separare magnetică uscată sau umedă ;

2 — preconcentrarea gravimetrică (prin spirale Humphrey, spălare şi deşlamare în curent ascendent, hidrociclonare) urmată de separarea magnetică în cîmp puternic.

Şlamul-steril, rezultat din aceste procedee fizice de preparare, deţine încă un procent însemnat de fier, fapt care se datoreşte argilelor.

Este de analizat deci nu numai posibilitatea îmbogăţirii minereului brut pe cale chimică, prin tratare cu sodă caustică ci şi posibilitatea valorificării pe aceeaşi cale a şlamurilor sterile rezultate prin aplicarea la minere 1 de Căpuş Nord a unui alt flux tehnologic de preparare.

Procedeul este de analizat şi în cazul zăcămintelor de skarn de tip Ocna de Fier, în care fierul este legat de asemenea în mare parte de silicaţii complecşi.

BIBLIOGRAFIE

[1] * * * Darea de seamă a şedinţelor Academiei de Ştiinţe a Franţei, Vol. 252.

[2] * * * Buletinul Soc. de Chimie a Franţei din 1959, p. 1141.

[3] Roger Biard *Les mines de fer de Lorraine une richersse nationalle en peril.* Paris, 1966.

Modelarea electrică şi reglarea instalaţiilor miniere de pompare în condiţii de laborator

Dr. ing. **D. ANDREI**

Studierea variaţiei parametrilor de lucru ai instalaţiilor de pompare a apelor de mină în condiţii reale de exploatare este destul de greoaie şi uneori chiar imposibilă, ca urmare a posibilităţilor de încălcare a normelor de tehnica securităţii, a conturbării procesului de producţie, a condiţiilor grele de lucru în care ar fi supus aparatajul de măsură ş.a. Pe de altă parte experimentarea în condiţii de exploatare reclamă consum mare de energie, ca urmare a puterii mari de acţionare a pompelor de mină.

De aceea în prezent se utilizează pe scară largă metoda modelării de laborator, care permite înlocuirea studierii maşinilor adevărate cu ajutorul modelelor lor.

Pentru ca procesele ce se petrec în modele să corespundă proceselor analoge din instalaţiile modelate, este necesară urmărirea condiţiilor de asemănare (proporţionalitate) a acestora.

Deoarece caracteristica presiunii $H = f\ (Q)$ pentru o pompă centrifugă se apropie ca formă de caracteristica exterioară $U = f(I_r)$ a generatorului de curent continuu ca excitaţie independentă, prin studiul proceselor calitative cu aproximaţie se poate înlocui modelul fizic al pompei centrifuge cu modelul fizic al maşinii electrice amintite. Prin aceasta caracteristicile de bază ale pompei, presiunea H şi debitul Q (mărimi fizice) se înlocuiesc cu mărimile electrice ale generatorului, respectiv cu tensiunea la borne U şi curentul rotoric I_r cu corecţia respectivă de echivalenţă. Înlocuirea modelului pompei cu cel electric duce la micşorarea greutăţilor legate de efectuarea experimentării, deoarece aceasta pe modele electrice este mai comodă, iar citirea mărimilor cu ajutorul aparatelor electrice este mai exactă.

Conform legii lui Ohm, în circuitul rotoric al unui generator electric cu rezistenţă constantă, prin variaţia tensiunii la borne variază proporţional şi curentul din circuitul rotoric.

Din teoria maşinilor electrice este cunoscut că pentru maşinile de curent continuu cu excitaţie separată turaţia rotorului şi tensiunea la borne sînt legate între ele prin relaţia :

$$U = k\,\Phi n - I_r R, \qquad (1)$$

unde :

R este suma rezistenţelor din circuitul rotoric al generatorului ;

Φ — fluxul magnetic creat de înfăşurarea de excitaţie ;

k — constanta maşinii electrice respective.

Cînd Φ = const. şi R = const.

$$U = k_e\ n - I_r\ R = f\ (n).$$

Rezistenţa coloanei de conducte de refulare de la o instalaţie de pompare o imităm cu rezistenţa exterioară a circuitului rotoric care se determină din egalitatea tensiunii la bornele generatorului şi a căderii de tensiune din circuitul exterior.

$$U = I_r\ R_e$$

sau :

$$U - I_r R_e = 0.$$

Pompele de mină de obicei debitează în conducta de refulare cu o anumită înălţime geodezică şi în acest caz caracteristica pompei centrifuge devine :

$$H = H_g + a\,Q^2$$

unde :

H este înălţimea geodezică de refulare, m ;

a — coeficientul de rezistenţă al coloanei de conducte ;

Q — debitul pompei, m^3/h.

Prin variaţia debitului Q, înălţimea de refulare H variază după parabola :

$$H = f\ (Q^2).$$

Pe de altă parte din teoria turbomaşinilor se ştie că prin trecerea pompei cu n rot/min la n_1 rot/min, presiunea H, corespunzătoare caracteristicii naturale a pompei, devine H_1 şi variază după relaţia :

$$H_1 = H \left(\frac{n_1}{n}\right)^2$$

și respectiv :

$$H_1 = H\left(\frac{Q_1}{Q}\right)^2$$

În sistemul de coordonate $Q - H$ pentru pompe centrifuge în cazul cînd caracteristica coloanei de conducte rămîne neschimbată și $U - I_r$ pentru generatorul de curent continuu cu excitație separată cu rezistența din circuitul rotoric invariabilă, prin schimbarea turației se obțin următoarele relații :

$$\frac{H}{H_1} = \left(\frac{Q}{Q_1}\right)^2 = \left(\frac{n}{n_1}\right)^2 \text{ pentru pompe}$$

și analog :

$$\frac{U}{U_1} = \frac{I}{I_1} = \frac{n}{n_1} \text{ pentru generatorul de curent continuu.}$$

Relațiile de mai sus, prin înlocuirea modelului de pompă cu model electric la variația turației n, duc la proporționalitatea mărimilor H și Q de la pompă cu mărimile U și I_r de la generator,

$$n \equiv u \equiv H$$

și

$$n \equiv I_r \equiv Q.$$

Deși caracteristica generatorului electric $U = f(I_r)$ reprezintă o dreaptă, iar caracteristica pompei $H = f(Q^2)$ o parabolă, compararea acestor curbe permite să se găsească aprecierea calitativă comună pentru cele două modele prin

În figura 1 *b* s-a trasat cu linii punctate și alura caracteristicii pompei $Q-H$. După cum rezultă din figură, la sarcină nulă ($I_r = 0$) tensiunea la bornele generatorului, la excitație și turație nominală, are valoarea nominală ($U = U_n$), iar la sarcină maximă în aceleași condiții tensiunea va scădea cu :

$$\Delta U = I_{max} R,$$

unde :

R este rezistența circuitului exterior racordat la bornele generatorului.

Păstrînd constantă excitația generatorului, prin micșorarea turației motorului de acționare MA, se va micșora corespunzător tensiunea la bornele generatorului G. Astfel se va primi o familie de linii paralele (*1*, *2*, *3* fig. 1 *b*), dispuse mai jos de caracteristica naturală de tensiune. Funcționarea unei pompe cu înălțime geodezică de refulare se imită prin conectarea în circuitul rotoric al generatorului a unei tensiuni electromagnetice suplimentare contrare tensiunii proprii (fig. 2).

Raportul tensiunii contrare U_c față de tensiunea nominală a mașinii de curent continuu U_g, reprezintă de fapt, prin analogie, raportul înălțimii geodezice față de înălțimea nominală de refulare a pompei.

Rezistența coloanei de conducte de refulare a pompei se imită prin rezistența R din circuitul rotoric exterior al generatorului.

În acest fel tensiunea U_R aplicată sarcinii R va avea valoarea :

$$U_R = U_g - U_c,$$

ceea ce reprezintă tocmai căderea de tensiune :

$$\Delta U = U_g - U_c = RI_r.$$

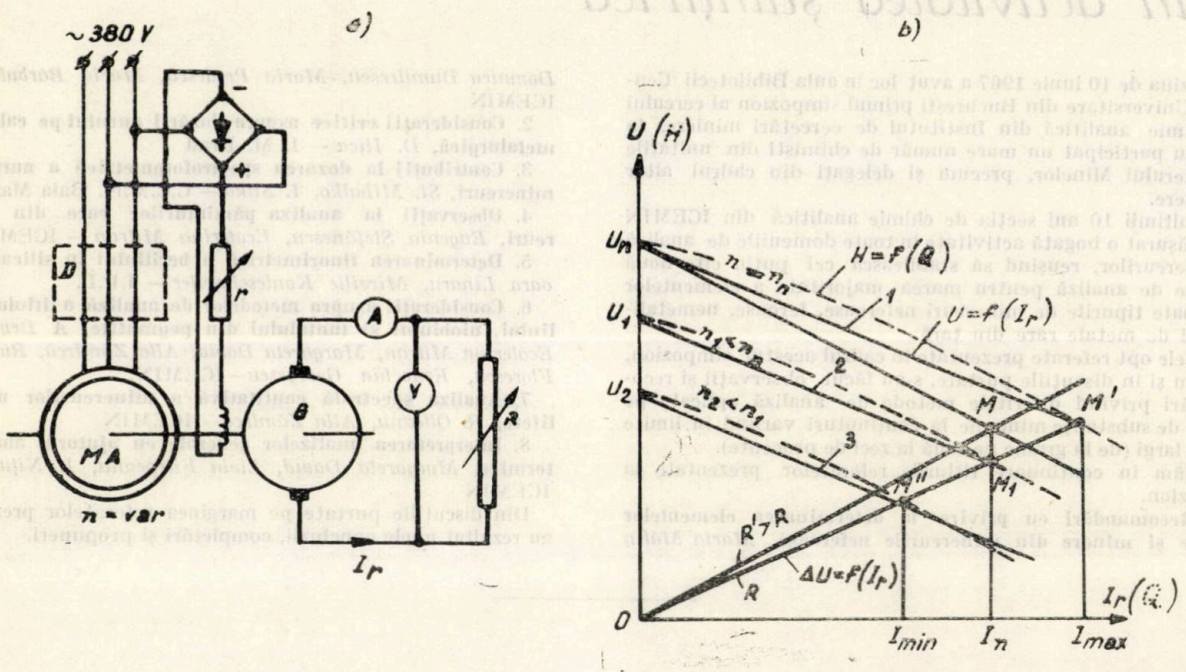


Fig. 1. Modelarea unei pompe centrifuge fără înălțime geodezică de refulare cu un generator de curent continuu cu excitație separată :

a — schemă electrică de reglare a turației ; *b* — caracteristica generatorului cu sarcină variabilă la n = var.

reglarea turației n, asimilînd pe H cu U și respectiv pe Q cu I_r.

În figura 1 sînt date schema electrică *a* și caracteristica generatorului G cu excitația separată cu rezistența activă reglabilă în circuitul rotoric *b*, antrenat de motorul asincron MA cu turație variabilă.

În acest mod se pot construi caracteristicile $U = f(I_r)$ și $\Delta U = f(I_r)$ pentru diferite valori ale lui n și respectiv R (fig. 2 *b*).

Dacă funcționarea agregatului pe caracteristica naturală $U_n = f(I_r)$ pentru o anumită valoare a lui U_c face ca moto-

rul de acţionare să fie suprasolicitat (pct. M_1, fig. 2 *b*) se impun reducerea corespunzătoare a turaţiei la R = const., fie mărirea lui R la n = const. pînă la obţinerea încărcării nominale a agregatului (pct. M_x). În acest mod se imită reglarea debitului pompei prin variaţia turaţiei sau cu ajutorul ventilului din conducta de refulare.

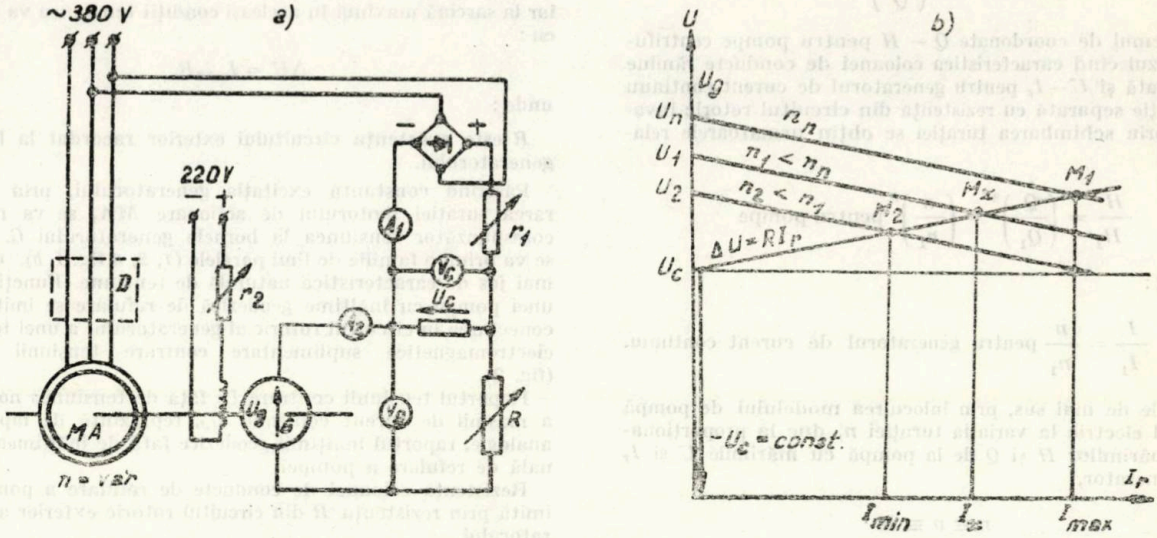


Fig. 2. Schema electrică *a* şi caracteristicile generatorului *b* cu rezistenţa variabilă R şi tensiunea contrară U_c în circuitul rotoric.

Din activitatea ştiinţifică

În ziua de 10 iunie 1967 a avut loc în aula Bibliotecii Centrale Universitare din Bucureşti primul simpozion al cercului de chimie analitică din Institutul de cercetări miniere, la care au participat un mare număr de chimişti din unităţile Ministerului Minelor, precum şi delegaţi din cadrul altor ministere.

În ultimii 10 ani secţia de chimie analitică din ICEMIN a desfăşurat o bogată activitate în toate domeniile de analiză a minereurilor, reuşind să stabilească cel puţin cîte două metode de analiză pentru marea majoritate a elementelor din toate tipurile de minereuri neferoase, feroase, nemetalifere şi de metale rare din ţară.

În cele opt referate prezentate în cadrul acestui simpozion, precum şi în discuţiile purtate, s-au făcut observaţii şi recomandări privind diferitele metode de analiză aplicate pe tipuri de substanţe minerale la conţinuturi variind în limite foarte largi (de la grame pe tonă la zeci de procente).

Redăm în continuare titlurile referatelor prezentate la simpozion.

1. **Recomandări cu privire la determinarea elementelor majore şi minore din minereurile neferoase,** *Maria Mălin Domnica Dumitrescu, Maria Predescu, Maria Bărbulescu* — ICEMIN

2. **Consideraţii critice asupra dozării aurului pe cale pirometalurgică,** *D. Ilica* — I. M. Brad

3. **Contribuţii la dozarea spectrofotometrică a aurului în minereuri,** *St. Mihalko, I. Silko* — C.C.M.N. Baia Mare

4. **Observaţii la analiza pămînturilor rare din minereuri,** *Eugenia Ştefănescu, Ecaterina Mitran* — ICEMIN

5. **Determinarea fluorimetrică a beriliului în silicaţi,** *Mioara Linaru, Mireille Konteschweller* — I.P.L.

6. **Consideraţii asupra metodelor de analiză a litiului, beriliului, niobiului şi tantalului din pegmatite,** *A Demetrescu Ecaterina Mitran, Margareta David, Alla Zămircă, Ruxandra Florescu, Evdochia Georgescu*— ICEMIN.

7. **Analiza spectrală cantitativă a minereurilor nemetalifere,** *R. Olteanu, Alla Zămircă*— ICEMIN

8. **Interpretarea analizelor generale cu ajutorul analizelor termice,** *Margareta David, Livia Filipeanu, I. Niţulescu*— ICEMIN

Din discuţiile purtate pe marginea referatelor prezentate au rezultat unele concluzii, completări şi propuneri.

Ştiri

— În R.S. Cehoslovacia, la cererea de combustibil solid, se prevede o creştere de 4—5%. La nivelul anului 1970, cărbunele va asigura circa 80% din necesarul de energie faţă de 90% în 1965.

— În U.R.S.S. unde producţia de cărbune s-a apropiat de 600 mil. t pe an, în anul 1967 circa 20% din producţie se va extrage din exploatări la zi

(Mines nr. 127/1967)

— După ultimele date se apreciază că rezervele de minereu de fier bogate şi cărbune cocsificabil ale Australiei depăşesc 15 miliarde tone.

— Producţia de cobalt a ţărilor capitaliste a crescut în anul 1966 cu 3 000 t faţă de anul 1965, ajungîndu-se la 18400t. Principalii producători pentru anul 1966, Canada (2 049 t) Maroc (2 031 t), Zambia (1467 t) şi R.F.G. (1 045 t).

— Noul zăcămînt Baluba din Zambia în curs de explorare şi deschidere va permite realizarea la nivelul anului 1972 a 22 000 t cupru şi 950 t cobalt, anual.

— R.P. Chineză a produs în anul 1966 aproape 550 milioane tone cărbune. Rezervele încă nepuse în exploatare se estimează la cîteva miliarde tone.

Rezervele de uraniu cunoscute şi în exploatare în zona Sin-Kiang sînt evaluate la 21 000 t oxid de uraniu şi 450 000 t oxid de thoriu.

Producţia de minereu de fier a R.P. Chineză s-a ridicat în anul 1966 la 23,784 mil. tone, producţia de bauxită la 420 000t şi aceea de staniu la 32.000 t.

— Japonia, în anul 1966, a produs 404 847 t cupru electrolitic, 118 583 t plumb, 444 000 t zinc, 335 118 t aluminiu, 7 182 t nickel şi 17 065 t aur.

(Mines et Métallurgie, mai, 1967)

Documentare

Roovier, H., **Sulfuri şi regimul hidrodinamic a mediului de sedimentare. Exemplu tunisian. Minereul de plumb de la Koudiat Saîra.** Mineralium Deposita, vol. 2, nr. 1,1967, p. 38—43.

În zăcămintele legate de strate stratiforme relaţiile strînse ale sulfurilor cu structurile diagenetice permit adesea să se stabilească caracterul precoce al apariţiilor. Este mult mai greu însă să se determine relaţiile acestor minerale cu structurile primare, supuse regimului hidrodinamic al mediului de sedimentare. Pe eşantioane de gresii mineralizate luate dintr-un zăcămînt tunisian apar structuri primare (stratificaţie oblică), care controlează intim repartiţia galenei şi sugerează pentru acest zăcămînt un mod de depunere detritic. Galena apare însă şi ca ciment printre granulele de cuarţ, avînd deci o comportare chimică.

Această comportare dublă a galenei se explică numai dacă sulfura de plumb a început să precipite deasupra sau pe interfeţe, fiind supusă aceloraşi procese ca şi materialul detritic. Înseamnă că în sediment precipitarea s-a continuat şi galena a cristalizat ulterior ca ciment în timpul diagenezei.

Situaţii asemănătoare se cunosc în cazul calcopiritelor din marne, a fluorinei, blendei etc., legate uneori de diferenţieri granulometrice pe verticală.

În concluzie, se arată că aceste minerale (galenă, blendă ş.a.) sînt rezultatul unei precipitări precoce pe fundul unor bazine de sedimentare sau al unei resedimentări.

În orice caz, legăturile lor strînse cu mediul, cu structurile sedimentare primare, indică că o parte a istoriei lor s-a desfăşurat în mediul de sedimentare.

Korzhinskii, O. S. **Factorii care determină aciditatea şi bazicitatea mediului de depunere a mineralelor** Mineralium Deposita, vol. 2, nr. 1, 1967, p. 1—4.

În procesele de formare a mineralelor magmatice, metasomatice, hidrotermal filoniene ş.a. aciditatea şi bazicitatea (alcalinitatea) mediului de depunere au o importanţă decisivă. Schimbările aciditătii soluţiilor magmatice sînt principalele cauze ale formării zăcămintelor de minerale endogene.

Aciditatea este condiţionată de patru factori geologici principali:

1 — compoziţia magmei sau a rocii înlocuite, respectiv cantitatea şi natura componenţilor puţini mobili care determină bazicitatea sau conţinutul de silice, respectiv aciditatea mediului;

2 — concentrarea oxizilor de metale alcaline K_2O şi Na_2O în soluţiile active care determină alcalinitatea procesului;

3 — concentrarea componenţilor acizilor mobili în soluţii care determină aciditatea acestora;

4 — regimul oxigenului.

Condiţiile tectonice şi evoluţia lor ca şi evoluţia soluţiilor post-magmetice joacă, de asemenea, un rol important în determinarea aciditătii sau bazicităţii.

Sînt prezentate: regimul acestor factori, dependenţa lor de condiţiile geologice şi interacţiunea lor. Se explică în acest mod: formarea unor zăcăminte metasomatice al unor granite sau pegmatite bogate în mineralele de elemente rare; geneza unor zăcăminte prin procese metasomatice endogene; de mobilizare a componentelor minereului din rocile înconjurătoare şi nedepunerea lor concentrată subsecventă în filoane ş.a.

Ellis, A. J. Tooms, J. S., Webb. J. S. şi Bicknell J. V. **Aplicaţii ale experienţelor cu soluţii în prospecţiunea geochimică** Institution of Mining and Metalurgy Transaction, Section B., Bull. 723/1967, p. B 25-B 34.

Experienţe preliminare au fost efectuate pe diferite probe din Uganda şi Zambia pentru determinarea utilităţii experienţelor extracţiei cu solvent pentru obţinerea de date utile asupra formelor şi asociaţiilor cuprului în soluri şi sedimente. Se arată metodele şi analizele folosite în diferite cazuri concrete. S-au studiat relaţiile şi asociaţiile dintre Cu şi Fe în soluri şi sedimente.

Rezultatele arată că experienţe de acest tip pot servi ca indicator pentru stabilirea modurilor posibile de ocurenţă a metalelor.

Se pot trage astfel concluzii cu semnificaţie practică pentru prospecţiunile geochimice.

Schaller, H. **Electrificarea minelor din R.F.G.** Mines, nr. 127, 1967.

Cu toate condiţiile grele din punctul de vedere al degajărilor de metan, în minele din R.F.G., ca urmare a perfecţionării continue a aparaturii şi utilajelor în construcţie antigrizutoasă, electrificarea s-a extins într-un ritm rapid.

Faţă de 54,6% existent în anul 1959, la nivelul anului 1962 s-a ajuns ca 64,9% din energia necesară pentru subteran să fie energie electrică (fără a se mai lua în considerare consumul de energie pentru evacuarea apelor şi transportul pe orizontală).

Se descriu progresele realizate pentru o serie întreagă de aparataje şi utilaje electrice.

* * * **Explotarea minereurilor de mangan în Coasta de Fildeş** Mines et Merallurgie, mai, 1967.

Se descrie exploatarea zăcămîntului situat la 50 km de Grand-Lahon. Rezervele cunoscute se ridică la 900 000 t minereu cu un conţinut de 45--47% Mn şi 500.000 t minereu cu un conţinut de 40—42% Mn.

Producţia anuală este de 75.000 t/an minereu cu un conţinut de 45—47% şi 75.000 t/an cu un conţinut de 40—42% Mn.

Extragerea se face în întregime mecanizat. În anul 1965 s-au descopertat circa 400 000 m³ steril. Minereul brut este trecut printr-o spălătorie, care livrează ca produs comercializabil sortul 5—80 mm şi fin mai mic de 5 mm.

Li Yang **Industria minieră şi metalurgică în R.P. Chineză** Mines et Métallurgie, mai, 1967.

R.P. Chineză are importante zăcăminte de substanţe minerale, din care: cărbune, petrol, uraniu, fier, bauxită, staniu şi titan.

Se dau cîteva date pe scurt privind cărbunele şi uraniul.

Producţia de petrol s-a ridicat în anul 1966 la circa 8 mil tone, acoperind circa 50% din consumul intern.

Tauveron P. **Trierea electrostatică în baie fluidizantă** Revue de l'Industrie Minereale, iunie, 1967.

Triajul electrostatic în baie fluidizantă (procedeu modern şi original) se bazează pe trierea (separarea) electrostatică şi pe fluidizarea grăunţelor solide de minereu.

Metoda permite asigurarea unui cîmp electric uniform pe o mare suprafaţă, efectuarea reciclării produselor în timpul separării şi a se stăpîni durata de acţiune a cîmpului electric, respectiv a duratei separării.

Articolul tratează principiile acestei metode, aplicaţii tip, avantajele metodei şi realizările actuale.

Carta, M. **Cîteva contribuţii la separarea electrică a minereurilor** Revue de l'Industrie minerale, iunie, 1967.

În partea introductivă se tratează principiile pe care se bazează separarea electrică a minereurilor. Se prezintă pe scurt cîteva metode de încărcare electrică a particulelor de minereu, variaţia sarcinilor electrice în timp într-un separator electrodinamic.

Se prezintă schemele cîtorva separatoare.

Se dau rezultatele cercetărilor efectuate cu un separator gen „corona" respectiv tipul CARPCO-HP— 16—114.

Se dau exemple pentru sulf (Italia), preconcentrate de piritehematite, baritină, minereu de fier etc. De asemenea se descrie „ciclonul electric" prezentat pentru prima dată în 1964 la congresul de la New York şi rezultatele obţinute cu acesta.

Seyer, P. **Studiul şi aplicarea de noi funcţii economice. Aptitudinea minereurilor la flotare** Revue de l'Industrie Minerale, iunie, 1967.

Articolul este o completare a celui publicat în luna aprilie 1966 în aceeaşi revistă. Spre deosebire de trecut cînd se analiza valoarea concentratelor produse, se analizează beneficiu zilnic realizat prin vînzarea produselor rezultate de la flotaţie.

Se tratează în amănunt modul în care se pretează minereurile la flotare (determinarea teoretică şi exemplificarea practică), noile funcţii economice care caracterizează rentabilitatea zilnică a unei flotaţii, programul de vînzări, utilizarea analizelor statistice (cercetarea debitului optim, influenţa conţinutului în concentrate etc.).

Problemele prezintă importanţă pentru industria noastră minieră.

Felice, N. **Posibilităţi de separare prin forţe electrostatice** Revue de l'Industrie minerale, iunie, 1967.

Se tratează principiile forţelor electrostatice, principalele mijloace tehnice funcţionînd pe baza forţelor electrostatice Se discută problemele puse în precipitarea prafului, caz în care se lucrează cu precipitatoare cu tensiuni cuprinse între 30 000 şi 60 000 V.

Se discută problema electrizării (respective încărcare cu o sarcină de semnul dorit) prin ionizare a unor obiecte bune conducătoare de curent sau izolante fără a se face contactul cu un electrod şi respectiv se arată că este posibilă utilizarea acestor elemente în separerea minereurilor.

Se tratează pe scurt şi problema încărcării cu o anumită sarcină prin intermediul frecării.

REVISTA MINELOR organ al Ministerului Minelor şi al Consiliului Naţional al Inginerilor şi Tehnicienilor din Republica Socialistă România—Redacţia şi administraţia, Bucureşti, str. General Budişteanu nr. 11 bis, Raionul 16 Februarie, telefon 15. 15. 40. Revista este editată de Oficiul de documentare şi publicaţii tehnice al Ministerului Minelor. Abonamentele se fac la administraţia revistei. Instituţiile pot achita abonamentele pentru biblioteci şi cabinetele tehnice în contul nostru de virament 024002. B.N. a Republicii Socialiste România, Filiala 30 Decembrie. Tarif pentru întreprinderi: 100 lei anual; tarif pentru muncitori, tehnicieni şi ingineri: 30 lei anual. Costul unui exemplar 5 lei. Tiparul I.P. „Informaţia" str. Brezoianu 23—25, Bucureşti, c. 5842

43413

OBSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

DAN LUBENESCU

În ziua de 30 septembrie 1967 a încetat din viaţă, după o scurtă dar grea suferinţă, în vîrstă de 62 ani, conferenţiar inginer Dan Lubenescu.

Absolvent al Şcolii Politehnice din Timişoara — Facultatea de Mine şi Metalurgie, promoţia 1929, Dan Lubenescu şi-a început activitatea în şantierele petrolifere de pe Valea Prahovei, pentru ca din anul 1937 şi pînă la stingerea din viaţă, să activeze fără întrerupere în sectorul minier.

Iniţial a desfăşurat o activitate în cadrul bazinului minier din Munţii Apuseni, concretizată prin conducerea lucrărilor de deschidere şi punerea în exploatare a minei Baia de Arieş. În continuare şi-a desfăşurat activitatea ca subdirector, consilier tehnic, director al planificării, director tehnic şi alte funcţii de conducere în cadrul industriei miniere metalifere din ţara noastră, distingîndu-se printr-o mare capacitate de muncă, ca promotor permanent al progresului tehnic şi avînd procupări deosebite în domeniul organizării producţiei şi muncii.

Începînd din anul 1965 a primit sarcina organizării şi conducerii Oficiului de documentare şi publicaţii tehnice al Ministerului Minelor, de al cărui bun mers s-a procupat pînă în cea din urmă clipă.

Din primii ani ai activităţii de inginer, Dan Lubenescu, înţelegea necesitatea unei cît mai armonioase îmbinări a activităţii de producţie cu o susţinută activitate ştiinţifică. Începînd cu primele studii referitoare la hidraulica lichidelor vîscoase şi cele referitoare la hidraulica subternă a ţiţeiului, continuînd cu cele în care a îmbinat cunoştinţele de geologie a zăcămintelor de minereuri cu cele miniere, Dan Lubenescu a reuşit să dea o prognoză ştiinţifică, pe baza căreia au fost puse în evidenţă noi rezerve de minereuri aurifere.

O altă latură a activităţii sale a fost cea didactică. Începînd din 1945 ca asistent, apoi din 1948 în calitate de conferenţiar el a contribuit la pregătirea a numeroase promoţii de ingineri minieri, cărora le-a predat cursul de organizare şi planificare a industriei miniere, fiind primul care a predat un astfel de curs în ţara noastră. Ulterior şi-a extins preocupările didactice, inaugurînd în învăţămîntul superior minier din R.S.R. şi cursul de normare tehnică. Începînd din 1958 şi pînă la încetarea din viaţă, Dan Lubenescu a predat la cursurile post-universitare de ingineri economişti din cadrul Facultăţii tehnico-economice din cadrul Institutului Politehnic din Bucureşti.

În afara numeroaselor articole publicate şi în care a căutat să prezinte propuneri concrete privind modernizarea şi organizarea producţiei şi a muncii în industria minieră, Dan Lubenescu a desfăşurat o susţinută activitate publicistică concretizată, atît în lucrări destinate formării şi perfecţionării diferitelor categorii de muncitori cît şi în lucrări destinate cadrelor de ingineri. În cadrul acestei activităţi, un loc de frunte l-a ocupat, începînd din 1948 şi pînă în cea din urmă clipă a vieţii, conducerea neîntreruptă a Revistei Minelor, în calitate de redactor responsabil. Ridicarea continuă a nivelului acestei publicaţii, atragerea unui număr tot mai larg de colaboratori, îmbinarea continuă în paginile acestei reviste a cunoştinţelor specialiştilor minieri cu experienţa, entuziasmul şi dorinţa de afirmare a tinerilor ingineri minieri a fost preocuparea permanentă a sa.

Membru fondator al Asociaţiei Ştiinţifice a Inginerilor şi Tehnicienilor şi responsabil şi apoi preşedinte al secţiei mine de pe lîngă Consiliul Central ASIT şi membru în acest consiliu ulterior în Consiliul Naţional al Inginerilor şi Tehnicienilor, a desfăşurat în cadrul acestor organizaţii o susţinută activitate obştească.

Ca o recunoaştere a meritelor deosebite pentru dezvoltarea industriei miniere socialiste din ţara noastră şi pentru creşterea cadrelor de specialişti minieri bine pregătiţi din punct de vedere economic, lui Dan Lubenescu i s-a acordat o serie de titluri ca: titlul personal onorific de director minier (1952), titlul de Laureat al Premiului de stat-clasa II (1952), Medalia Muncii (1954), Ordinul Muncii clasa III (1957), Medalia A XX-aniversare a eliberării de sub jugul fascist (1964) şi Ordinul Steaua Republicii Socialiste România clasa IV (1966).

Activitatea susţinută şi largă pe care a desfăşurat-o în cadrul industriei miniere din ţara noastră Dan Lubenescu a fost în permanent dublată de calitatea acestuia de a antrena în muncă şi de a se înconjura de tinerii ingineri mineri, cărora le-a îndrumat de nenumărate ori paşii spre preocupările practice şi ştiinţifice şi spre afirmarea ca specialişti. Suflet sensibil la entuziasmul acestui tineret, Dan Lubenescu a reuşit să canalizeze entuziasmul acestuia spre ridicarea continuă a prestigiului industriei miniere româneşti. În mod similar, Dan Lubenescu a ştiut să se apropie întotdeuna cu multă sensibilitate sufletească de specialiştii mai în vîrstă, ale căror cunoştinţe a ştiut să le pună în valoare chiar după retragerea acestora din activitate, în folosul dezvoltării industriei noastre miniere.

Inginerul Dan Lubenescu va rămîne pentru toţi cei care l-au cunoscut : colegi, colaboratori, prieteni şi elevi un exemplu de muncă şi de dăruire pentru rezolvarea la un nivel cît mai ridicat a problemelor industriei noastre miniere, un exemplu de conştiinciozitate şi probitate morală. Toate aceste calităţi ale ing. Dan Lubenescu îl vor menţine viu în amintirea tuturor celor care l-au cunoscut şi care îşi dau seama, cu regret, de valoarea pierderii celui care a fost Dan Lubenescu.

SOMMAIRE

Dobre, Gh. et Silaşi, I. *L'étude du réseau optimal et de l'efficience économique à l'exécution des travaux de recherche dans les gisements de substances minérales utiles solides (III).*

Bădărău, A. et Stătulescu, I. *Le soutènement métallique des longues tailles chassantes dans la veine 3 de Valea Jiului, avec emploi de chapeaux longs indépendants.*

On présente la modalité de réaliser les conditions permettant l'application du soutènement par chapeaux articulés, ainsi que la meilleure façon d'aménager le faux toits dans le cas de la méthode d'exploitation avec division de la veine en tranches horizontales unidescendetens foudroyées, dépilées par longues tailles chassantes.

Dogaru, M. , Dima, V., Bădescu, I. Opriş Candid et Lungu, N. *Recherches comparatives techniques et économiques en modèle et en pilote sur le procédé d'extraction du sel gemme par dissolution, avec élévation continue ou étagée du niveau de la saumure dans les trous de sonde, appliquée aux conditions des gîtes salins de la Roumanie (II)*

Stoian, A., Rohr, L. et Vicol, C. *Préparation du wollastonite de provenance roumaine.*

Est présentée la composition minéralogique et chimique du wollastonite, les domaines d'utilisation dans l'industrie, ainsi que les schémas de préparation faisant l'objet des recherches effectuées.

Zăvoianu, N. *Valorisation rationnelle des minerais de fer.*

On présente la problème de la préparation des minerais de fer pour le haut fourneau.

NOTES

ACTIVITÉ SCIENTIFIQUE ET DOCUMENTAIRE

CONTENTS

Dobre, Gh. and Silaşi, I. *The study of the optimum net and economic efficiency of geological work in prospecting for deposits of solid useful minerals (III).*

Bădărău, A. and Stătulescu, I. *Metallic support of longwall faces in nr. 3 coal bed, Jiu Valley, using independant long bars.*

The paper shows the use of independant long bars, in order to create favorable conditions for the introduction of link-bars, as well as the proper way to install the artificial roof for the next slice, for the working method by descending horizontal slices with caving, with longwall faces advancing on the strike in this higly inclined thick seam of coal.

Dogaru, M., Dima, V., Bădescu, I., Opriş Candid and Lungu, N. *Tehnic-economical comparative study on models and on pilot-stage, as to the working technology of salt in solution by drillings, with the cassings raised continually as against in stages, as applied in conditions prevailing in the salt deposits of the Romanian Socialist Republic (II).*

Stoian, A., Rohr L. and Vicol, C. *Dressing wollastonites found in the Romanian Socialist Republic.*

The paper presents the mineralogical and chemical composition of wollastonites, their field of industrial application, as well as dressing flow-sheets tried.

Zăvoianu, N. *Rational dressing of iron ores.*

The paper presents the problem of dressing iron ores and preparing them for the blast-furnace.

NOTES

EXTRACTS FROM THE SCIENTIFIC ACTIVITY

ÎNTREPRINDEREA DE INDUSTRIE LOCALĂ

„11 IUNIE"

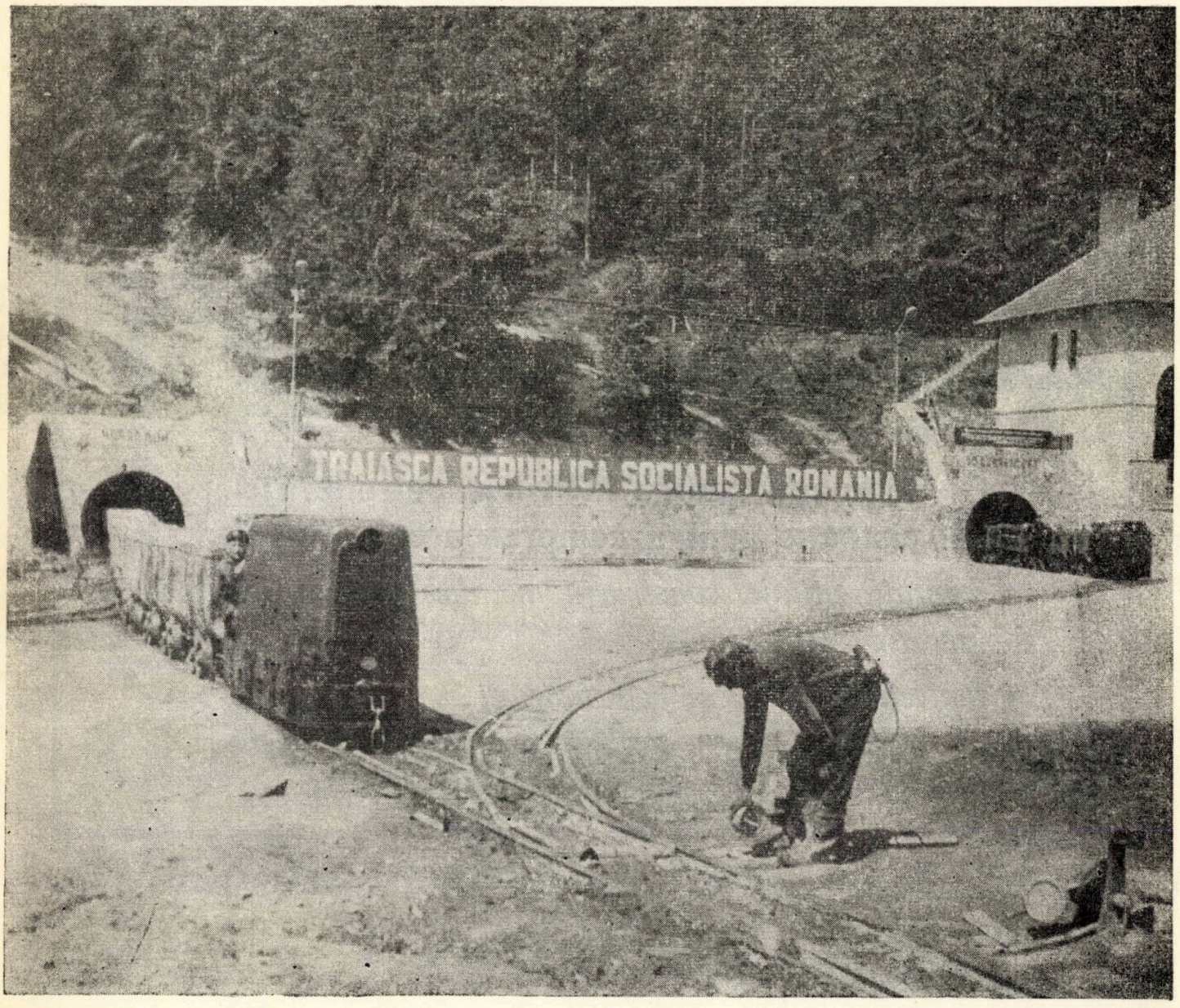
CĂLĂRAȘI — REGIUNEA BUCUREȘTI
STR. 6 MARTIE NR. 3, TEL. 572

Secţia metalurgie produce şi livrează:

- *turnări și prelucrări de piese din fontă;*
  - **— segmenți pentru industria petrolieră;**
  - **— pistoane pentru compresoare;**
- *reparații utilaje, construcții metalice pentru întreprinderi funciare*
- *confecţionează piese pentru drăgi*

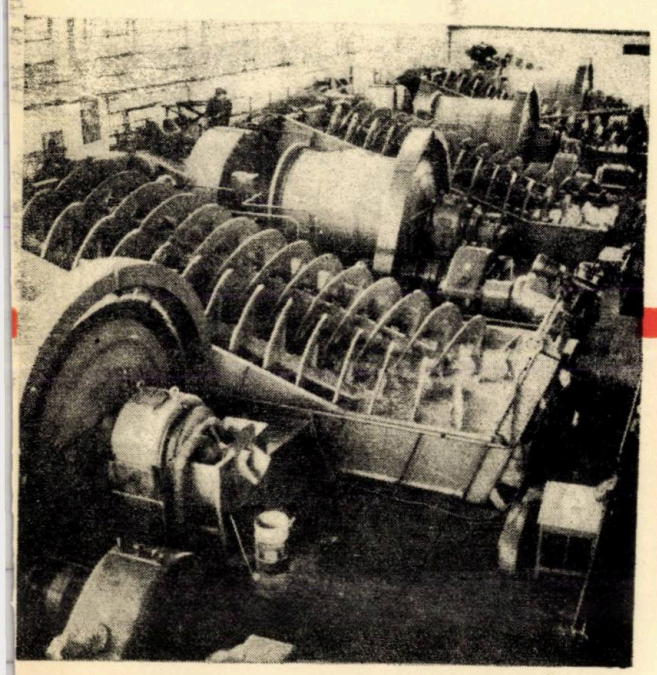
Secţia tîmplărie efectuează comenzi pe bază de repartiţie

INTREPRINDEREA MINIERĂ BĂLAN



GALERIILE DE COASTĂ ANTONIU SUD

INTREPRINDEREA MINIERĂ DEVA

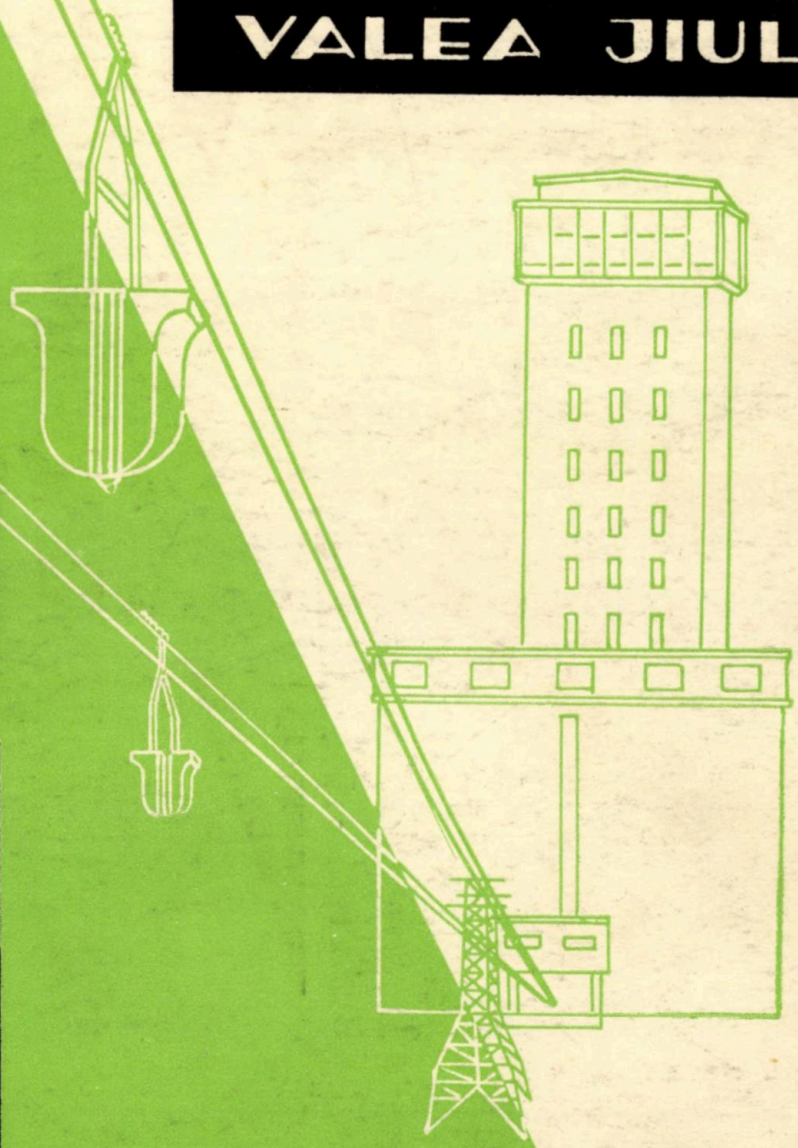


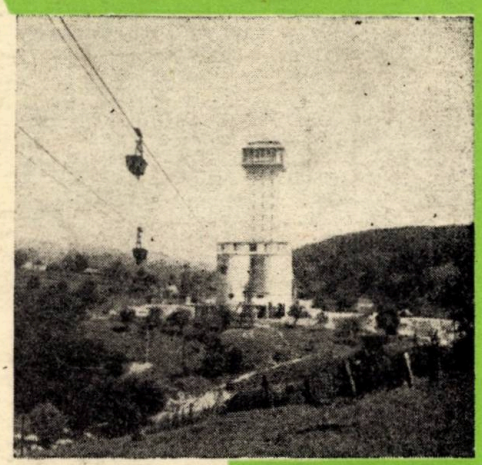
Flotația Deva I, hala morilor

COMBINATUL CARBONIFER

1967 NOV 2 9

VALEA JIULUI





Puțul de extracție

Aninoasa Sud

E 1433

11

NOIEMBRIE
1967
VOLUMUL XVIII

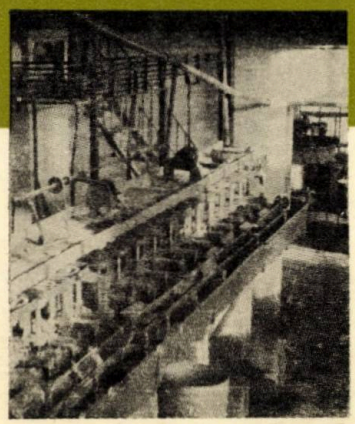
REVISTA MINELOR

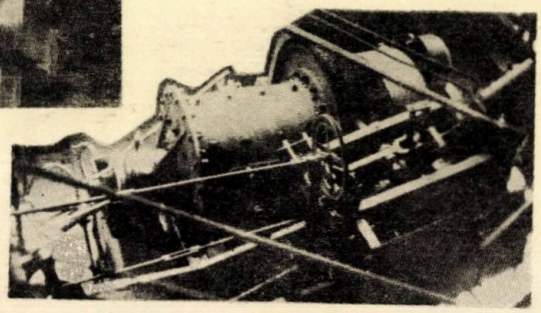
CCM

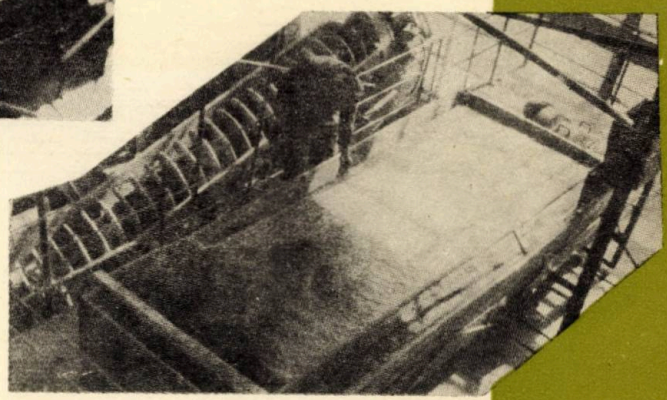
CENTRUL DE CERCETĂRI PENTRU MINEREURI NEFEROASE BAIA MARE

EXECUTĂ

- Analize chimice și fizice prin metode spectrale, polarografice, fotometrice, radiometrice etc.
- Analize mineralogice și studii geochimice
- Analize de uleiuri și reactivi
- Încercări pentru cabluri de tracțiune
- Verificarea și recondiționarea unor aparate electrice de măsură
- Prototipuri de aparate din domeniul preparării substanțelor minerale utile ș.a.

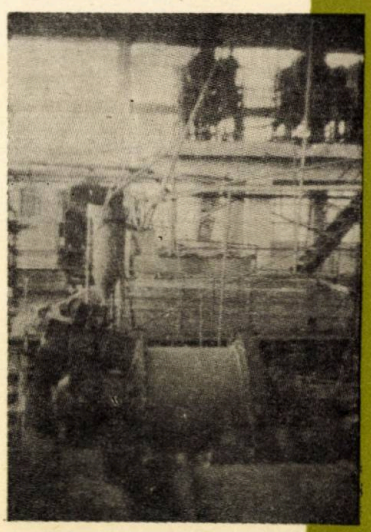




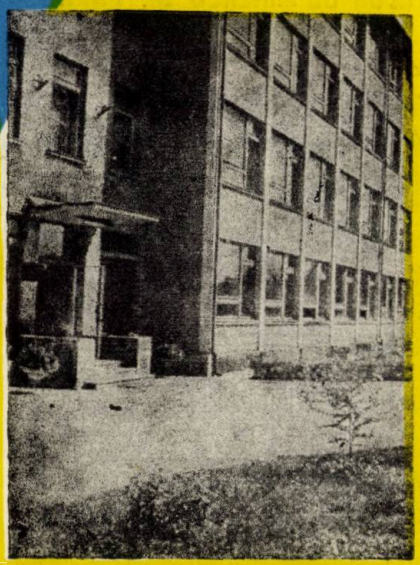


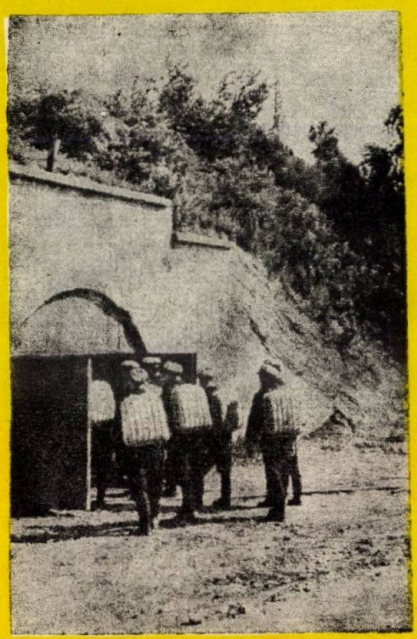
STUDII ȘI CERCETĂRI PRIVIND PROBLEME LEGATE DE

- metode de exploatare
- săparea, susținerea sau hidroizolarea lucrărilor miniere
- perforare, pușcare, explozivi minieri
- aeraj minier
- stabilirea prăfuirii și combaterea prafului, microclimat (în subteran și în uzine de preparare a minereurilor)
- medicină minieră
- mecanizarea lucrărilor miniere
- experimentări de utilaje
- automatizări ale unor procese – în subteran și în uzine de preparare
- determinarea procedeelor de preparare a substanțelor minerale utile prin :
  - metode gravitaționale
  - concentrare electromagnetică
  - hidrometalurgie
  - folosirea izotopilor radioactivi



STAȚIA DE CERCETĂRI PENTRU SECURITATE MINIERĂ





DESCĂRCAREA AUTOMATĂ A VAGONETELOR CU MINEREU DE CUPRU

INTREPRINDEREA MINIERA MOLDOVA NOUA

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XVIII Nr. 11 1967

CUPRINS

Cărpenişeanu, D. şi Glodeanu, E. — **Posibilităţi de introducere a susţinerii metalice în abatajele cameră din stratul 3 Valea Jiului** . . . . . 475—482

Degeratu, P. şi Vintilă N. — **Asupra domeniului de lucru al instalaţiilor de extracţie minieră** . . . . . 483—488

Manea, A. şi Loy T. — **Contribuţii la îmbunătăţirea metodologiei de încercare a capselor electrice** . . . . . 488—492

Bodiu, A. şi Popa V. — **Contribuţii la teoria probării produselor miniere** . . . 493—499

Popescu, D. N. şi Elczner, G. — **Studiul experimental al stării de solicitare la armăturile metalice cu profil elopot** . . . . . 500—506

Andrei, D. — **Experimentarea modelării electrice a pompelor de mină şi reglarea lor cu ajutorul unei instalaţii de acţionare în carcasă** . . . . . 507—510

ŞTIRI

DOCUMENTARE

COMITETUL DE REDACŢIE

Conf. ing. LUBENESCU DAN, laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BÎRSAN TRAIAN, redactor responsabil adjunct; ing. ANTON PETRE; geol. GURĂU ANDREI; prof. dr. docent HUBER PANU ION, membru corespondent al Academiei Republicii Socialiste România; ing. MILIŢESCU ERACLE; ing. MOGHIOROŞ EMERIC; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. POPESCU GABRIEL; ing. SCRIPĂŢ VASILE; ing. ŞONCODI CORIOLAN; ing. VALVARIC NICOLAE

Posibilități de introducere a susținerii metalice în abatajele camera din stratul 3 Valea Jiului

Ing. D. CARPENIȘEANU și
ing. E. GLODEANU

Stratul 3 din Valea Jiului furnizează în prezent circa 56% din producția bazinului și circa 30% din producția de cărbune a țării.

Dacă în toate abatajele cu front lung din stratul 3 se folosește susținerea metalică, în abatajele cameră, din care rezultă circa 75% din producția stratului, se utilizează exclusiv susținerea în lemn.

Dat fiind ponderea însemnată pe care o au abatajele cameră din stratul 3 în realizarea producției bazinului, se consideră justificată analizarea posibilităților introducerii susținerii metalice, cu atît mai mult cu cît la ora actuală nu se întrevăd alte căi de modernizare a proceselor de producție la nivelul abatajului în măsură să elimine complet abatajele cameră.

Prin cercetările care s-au desfășurat în perioada 1963—1965,[1] în minele de lignit, ICEMIN a acumulat o experiență însemnată în problema introducerii susținerii metalice în abatajele cameră, definitivîndu-se soluții tehnico-economice avantajoase pentru abataje cu înălțime pînă la 3,0 m, limită impusă de echipamentul de susținere disponibil. Pentru toate cazurile tipice în care s-au efectuat experimentări, s-a realizat o reducere a consumului specific de lemn de aproximativ 60% și o micșorare a prețului de cost cu 3—6 lei/t.

Rezolvarea problemei pentru minele de lignit deschide perspective reale și pentru introducerea susținerii metalice în abatajele cameră ale stratului 3 din Valea Jiului, deși problema ridică aspecte tehnice mai dificile. Unele dintre acestea pot fi rezolvate în principiu pe baza experienței acumulate pînă în prezent, pe cînd altele, cu un caracter specific pronunțat, vor putea fi soluționate numai prin cercetări. Dintre acestea din urmă, menționăm pe cele mai importante :

— recuperarea susținerii metalice în condițiile existenței tavanului artificial ;

— rezolvarea problemei susținerii șpițurilor, a căror pondere, în suprafața feliilor orizontale, este cu atît mai mare, cu cît înclinarea și grosimea stratului este mai mică ;

— modul cel mai adecvat de realizare a tavanului artificial în concordanță cu tehnologia de susținere metalică aplicată ;

— probleme legate de înălțimea abatajelor și de echipamentul de susținere adecvat ;

— curățirea completă a cărbunelui și rambleierea anumitor zone, impuse de autoinflamabilitatea cărbunelui.

Considerînd că rezolvarea tuturor problemelor legate de introducerea susținerii metalice în abatajele cameră ale stratului 3 este principial posibilă, în cele ce urmează vom analiza cele mai importante aspecte și căile cele mai judicioase de soluționare.

I. SUSȚINEREA METALICĂ A ABATAJELOR PROPRIU-ZISE

Condițiile pe care trebuie să le îndeplinească o monografie metalică de susținere. Posibilități de realizare

Introducerea susținerii metalice în abatajele cameră presupune rezolvarea unor aspecte de un grad mai mare sau mai mic de dificultate, în special în ce privește recuperarea elementelor metalice de susținere.

Pentru susținerea propriu-zisă, există multiple modalități de soluționare, problema care se pune fiind alegerea judicioasă a acelei variante, care comportă cel mai redus consum de manoperă la montare și, în special, care oferă cele mai multe avantaje din punctul de vedere al recuperării susținerii care trebuie să se desfășoare ușor și în condiții de siguranță.

La stabilirea densității pe care trebuie să o asigure monografia de susținere și — legat de aceasta — și a caracteristicilor funcționale și de rezistență ale echipamentului, în prima fază, singurul criteriu valabil este realizarea echivalenței cu monografiile de susținere în lemn utilizate în prezent. Întrucît chiar pentru condiții echivalente se constată variații ale monografiilor de susținere în lemn aplicate, pentru siguranță deplină, pînă la stabilirea prin măsurători a regimului de presiune, este recomandabil a se lua ca referință monografia cea mai rezistentă care, în urma analizei făcute, se dovedește a fi caracterizată printr-o capacitate portantă de 37 tf/m ^{2}. Corespunzător acesteia, monografia de susținere metalică va trebui să aibă o densitate de susținere de 1,0 stîlpi/m ^{2}, respectiv 1,5 stîlpi/m ^{2}, după cum se vor utiliza stîlpi cu sarcină nominală de 40 tf sau 25 tf.

Stabilitatea cadrelor metalice de susținere poate fi asigurată, fie prin strîngători (de preferință metalici), fie prin juguri montate sub grinzile din abataj sau, după caz, pot fi adoptate ambele măsuri. Referitor la acest aspect, stabilitatea susținerii fiind direct influențată și de înălțimea abatajului, pentru eventualitatea lucrului la înălțimi de 4 m, trebuie avute în vedere măsuri suplimentare, a căror realizare însă nu comportă dificultăți.

În concluzie, posibilitatea realizării unei susţineri rezistente şi stabile, pe baza folosirii unui echipament metalic, este posibilă, fapt care aduce avantaje din punctul de vedere al caracteristicilor funcţionale ale susţinerii în ansamblu şi al consumului de manoperă necesar pentru operaţia respectivă.

Analizarea monografiilor de susţinere, principal aplicabile, din punctul de vedere al posibilităţilor de recuperare a echipamentului metalic de susţinere

Recuperabilitatea uşoară şi sigură a echipamentului metalic de susţinere, constituind criteriul de apreciere al aplicabilităţii din punctul de vedere tehnic al susţinerii metalice în abatajele cameră, în cele ce urmează vom analiza situaţia din acest punct de vedere.

Monografii care necesită utilizarea unor dispozitive auxiliare pentru răpirea elementelor de susţinere

Monografie de susţinere cu grinzi dispuse peralel cu frontul

Acest tip de monografie de susţinere a stat la baza soluţiei definitive adoptate pentru abatajele cameră din minele de lignit. Şi în cazul abatajelor cameră ale stratului 3, această monografie se consideră aplicabilă, cu menţiunea că lucrul sub tavan artificial impune tratarea într-o măsură oarecum diferită a problemei recuperării susţinerii metalice.

În figura 1 este prezentă o variantă de monografie de susţinere cu grinzi paralele cu frontul, prevăzută şi cu armături de lemn perpendiculare pe front, plasate la hotarul cu abatajul învecinat. Scopul montării acestora este ca, împreună cu plasa metalică, să creeze un perete despărţitor faţă de zona surpată, de natură să permită o activitate normală a lucrului în abataj, în faza de avansare şi desfăşurarea uşoară a operaţiei de recuperare a susţinerii. În cursul experimentărilor se va putea da o soluţie definitivă privind necesitatea acestor armături de lemn.

Dispozitivele utilizate pentru recuperarea echipamentului de susţinere sînt concepute pentru a îndeplini următoarele funcţii principale :

— să asigure posibilitatea recuperării integrale, rapide, şi în condiţii de deplină siguranţă a elementelor metalice de susţinere ;

— să creeze o susţinere suplimentară în zona cea mai solicitată a abatajului ;

— să preia temporar sarcinile grinzii ce se demontează ;

— să protejeze zona de lucru de materialul provenit din prăbuşirea rocilor acoperitoare.

Ultima condiţie poate fi îndeplinită de tavanul artificial, în cazul în care acesta este constituit din plasă metalică.

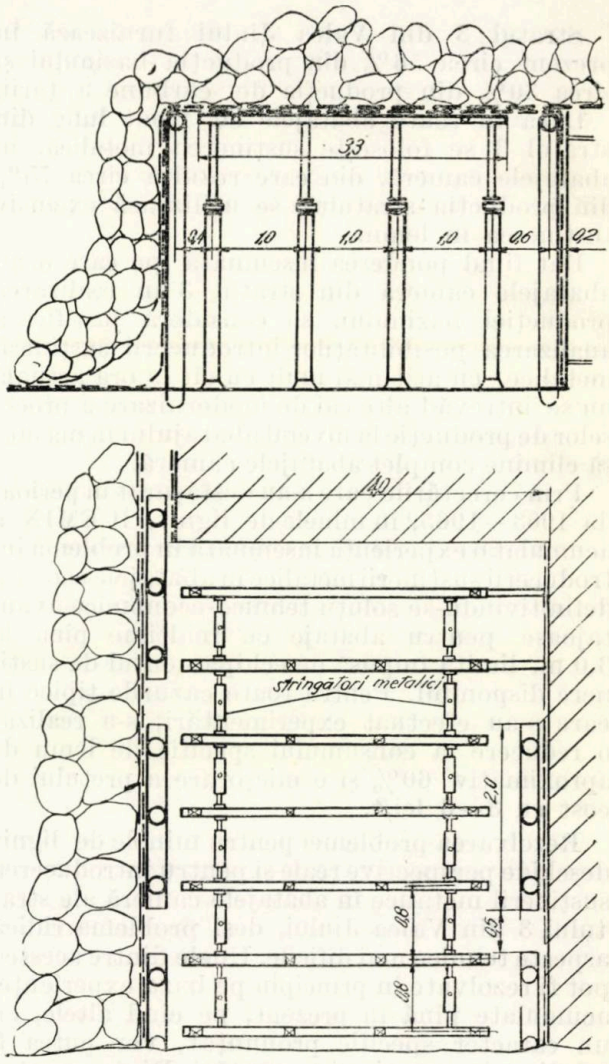


Fig. 1. Monografie metalică de susţinere cu grinzi dispuse paralel cu frontul.

Pentru cazul respectiv, un dispozitiv de răpire poate fi realizat în două variante constructive şi anume :

— cu grindă paralelă cu frontul ;

— cu grindă perpendiculară pe front.

Fiecare din aceste tipuri constructive impune o anumită tehnologie operaţiei de recuperare.

a. Dispozitivul de recuperare cu grindă paralelă cu frontul

Acest dispozitiv (fig. 2) a fost experimentat cu rezultate bune în condiţii de tavan natural în minele de lignit, pentru înălţimi de abataj pînă la 3,0 m.

Se consideră că acest dispozitiv poate îndeplini funcţiile principale amintite anterior şi în

cazul utilizării sale în condiții de tavan artificial. Problema principală care se pune în acest caz este aceea de a evita eventualele ondulări ale plasei în fața dispozitivului, care ar putea crea dificultăți la deplasarea acestuia. Un

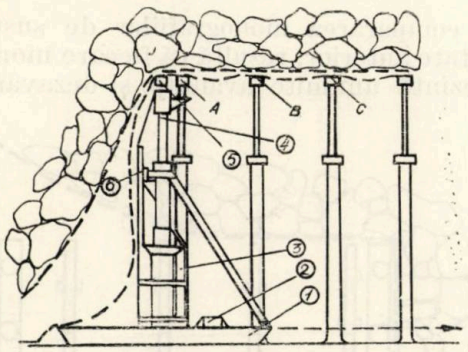


Fig. 2. Dispozitiv de recuperare cu grindă paralelă cu frontul :
1 — talpă ; *2* — traversă ; *3* — cadru și consolidare ; *4* — stîlpi hidraulici G.H 4/5 ; *5* — grindă ; *6* — grilaj.

mijloc de evitare a acestui inconvenient l-ar putea constitui folosirea unor bandaje recuperabile din oțel-arc, montate perpendicular pe grinzile din abataj.

b. Dispozitivul de recuperare cu grindă perpendiculară pe front

Utilizarea unui dispozitiv de acest gen este indicată în cazul cînd se constată experimental că dispozitivul menționat anterior nu se adaptează în mod satisfăcător lucrului sub tavan artificial din plasă metalică.

Acest dispozitiv (fig. 3) se compune din următoarele elemente principale : tălpică *1*, cadru de consolidare *2*, doi stîlpi hidraulici *3*, grindă *4* și un paravan *5*.

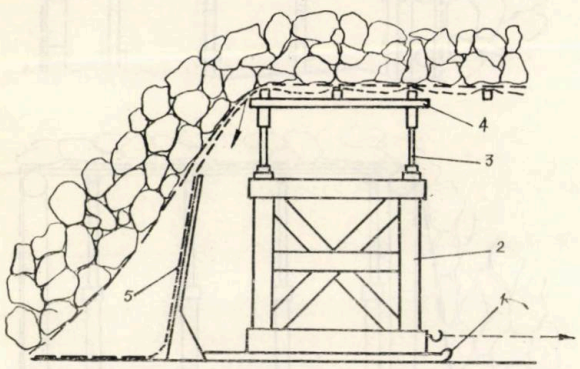


Fig. 3. Schiță de principiu a dispozitivului de recuperare cu grindă perpendiculară pe front ;
1 — tălpică ; *2* — cadru de consolidare ; *3* — stîlpi hidraulici ; *4* — grindă ; *5* — paravan.

Funcționarea acestui dispozitiv este asemănătoare în principiu cu cea a dispozitivului menționat precedent. Astfel, după îndepărtarea stîlpilor metalici recuperați de la ultimul cadru de susținere, stîlpii hidraulici ai dispozitivului de recuperare se slăbesc, iar acesta este tractat de un troliu, pe o distanță egală cu cîmpul de armare al cadrelor de susținere din abataj. În timpul tractării dispozitivului, grinda cadrului de susținere precedent va cădea în spatele jugului metalic, dar în fața paravanului *5*.

În cazul în care modul de așezare al plasei nu va permite scoaterea grinzii din spatele jugului metalic, aceasta va putea rămîne în fața paravanului, fiind tractată o dată cu dispozitivul, pînă la gura camerei. Construcția dispozitivului permite tractarea a 20 — 25 grinzi metalice.

* * *

Se consideră că în cadrul unei monografii de susținere cu grinzi paralele cu frontul, recuperarea susținerii metalice este posibilă din punct de vedere tehnic și în condiții de siguranță deplină, prin folosirea unuia dintre dispozitivele de răpire menționate.

Fiind vorba de o operație suplimentară față de cazul susținerii în lemn, va fi necesar a se analiza și eficacitatea economică a ansamblului sistemului de susținere.

Monografii de susținere care nu necesită utilizarea unor dispozitive auxiliare pentru răpirea elementelor de susținere

Monografii de susținere mixtă

În unele exploatări din Valea Jiului au fost încercate monografii mixte de susținere, fără însă ca sistemul să fie extins și generalizat.

În principiu, o monografie mixtă se poate realiza în cel mai bun caz prin înlocuirea a doi stîlpi mijlocași și a jugurilor cu elemente metalice. Recuperarea elementelor metalice de susținere urmează să se facă sub protecția unei grinzi și a doi stîlpi de lemn, ordinea de recuperare fiind : întîi jugurile și apoi stîlpii mijlocași.

Se mai poate lua în considerație și o monografie mixtă de tipul celei experimentată în abatajele cameră de la E.M. Deva, care permite folosirea unei mașini de încărcat și transportat. Posibilitatea aplicării acestei monografii, caracterizată prin lipsa stîlpilor mijlocași, în abatajele cameră din stratul 3, va trebui însă verificată prin executarea în prealabil a unor măsurători de presiune, care să ofere elemente de apreciere în această direcție.

Deși dezavantajată de un consum specific de lemn mai ridicat, datorită posibilităților de mecanizare pe care le oferă, monografia poate permite realizarea unor indicatori tehnico-economici ridicați.

Monografie de susținere cu grinzi lungi individuale, perpendiculare pe front

Grinzile lungi pot fi utilizate și în cadrul unor monografii de susținere cu grinzi perpendiculare pe front, una dintre variantele posibile fiind prezentată în figura 4.

În cazul acestor monografii, recuperarea elementelor metalice de susținere se execută după sistemul folosit în abatajele cu front lung.

Datorită însă volumului mare de manoperă la operațiile de montare și răpire a susținerii (la fiecare metru avansare, pentru un abataj de 4 m lățime se montează patru grinzi și cel puțin

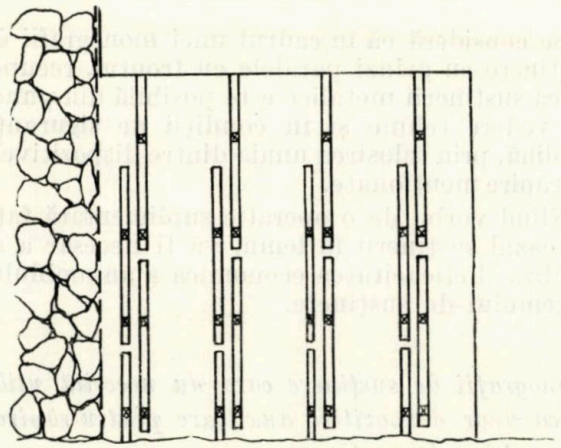


Fig. 4. Schița de principiu a unei monografii cu grinzi lungi perpendiculare pe front.

opt stîlpi), această monografie nu va putea asigura indicatori tehnico-economici la nivelul celor obținuți cu actualele monografii care folosesc susținerea de lemn.

Monografie de susținere cu grinzi articulate

Experimentarea grinzilor articulate în abatajele sub tavan artificial din Valea Jiului, a demonstrat că acest sistem de susținere necesită realizarea unui tavan artificial din plasă metalică, uniform și regulat. Existența lemnului în tavanul abatajului influențează negativ asupra stabilității susținerii și duce la deformarea prematură a grinzilor.

Și în cazul abatajelor cameră, susținerea cu grinzi articulate apare ca fiind posibil de realizat din punct de vedere tehnic (fig. 5), cu luarea unor măsuri necesare pentru asigurarea stabilității armăturilor și a scurtării la minimum posibil a duratei de extragere a unui abataj. Economicitatea aplicării sistemului este condiționată însă de realizarea prealabilă a unui tavan artificial regulat, care să conțină cît mai puțin lemn. Din acest motiv, utilizarea grinzilor articulate în abatajele cameră apare recomandabilă pentru o fază ulterioară a experimentărilor, și anume după ce cantitatea de lemn din tavanul artificial a fost considerabil micșorată, prin folosirea pe parcursul a cîtorva felii a unei monografii metalice de susținere.

* * *

Din compararea monografiilor de susținere prezentate anterior, rezultă că fiecare monografie prezintă anumite avantaje și dezavantaje,

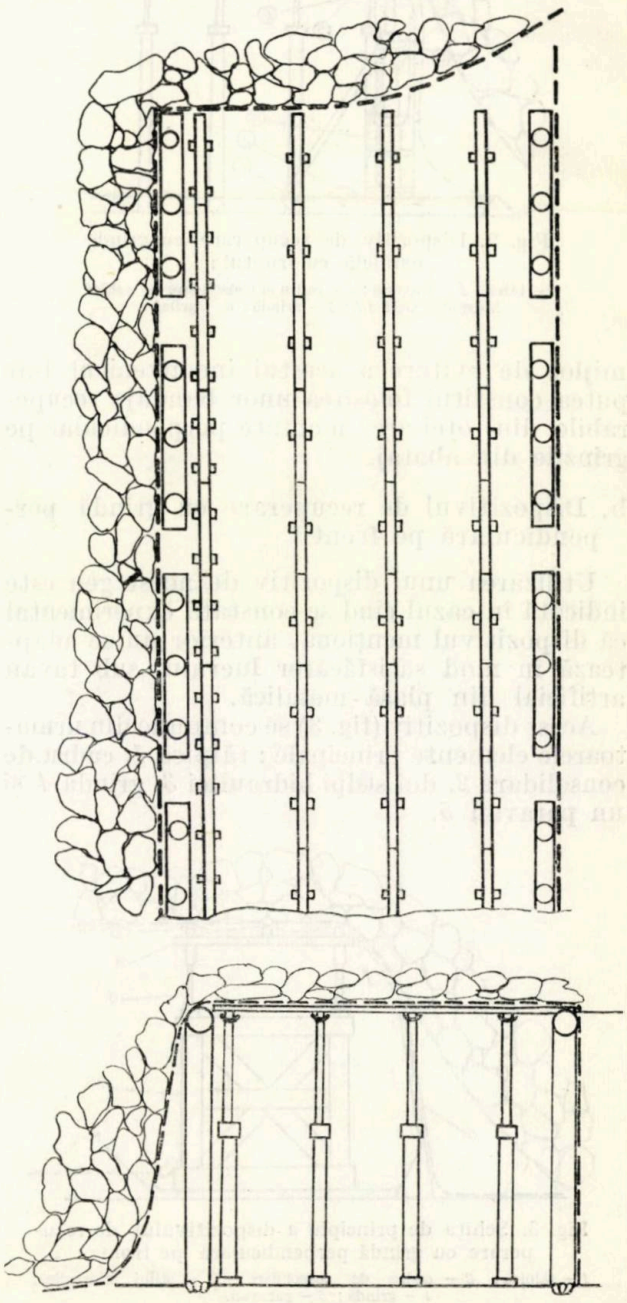


Fig. 5. Monografie de susținere cu grinzi articulate.

fapt care nu permite, cel puțin în stadiul actual, o detașare netă a uneia dintre ele.

Se consideră totuși că pentru prima fază a unor eventuale experimentări, este indicat a se

utiliza o monografie de susținere cu grinzi paralele cu frontul, din următoarele motive :

— există o experiență acumulată în circa trei ani de lucrări de cercetare efectuate la minele de lignit ;

— monografia de susținere este relativ simplă și prezintă suficientă siguranță în lucru ;

— există perspectiva realizării unor indicatori tehnico-economici superiori față de celelalte variante, datorită volumului redus de manoperă la operația de montare a susținerii și, în special, datorită consumului scăzut de material lemnos.

Celelalte variante prezintă, comparativ cu monografia de susținere cu grinzi paralele cu frontul, anumite dezavantaje, valabile cel puțin în stadiul actual de cunoaștere a problemei.

Enunțăm unele din aceste dezavantaje :

— monografiile mixte realizează o economie infimă de material lemnos, fiind totodată mai puțin sigure decît monografiile în întregime metalice ;

— monografia de susținere cu grinzi perpendiculare pe front (deși realizează o susținere sigură și rezistentă) pretinde un consum ridicat de manoperă (de circa 3,5 ori mai mare) fapt care se va evidenția cu siguranță la calitatea indicatorilor tehnico-economici obținuți în abataj ;

— monografiile de susținere cu grinzi articulate pretind condiții de zăcămînt mai ușoare, fapt pentru care experimentarea lor este indicată a se efectua într-o etapă superioară, cu condiția determinării în prealabil a regimului de presiune specific abatajelor cameră, precum și a tipului optim de grindă articulată.

În concluzie, se consideră că experimentarea susținerii metalice a abatajelor cameră din stratul 3 Valea Jiului, trebuie să înceapă prin utilizarea unei monografii de susținere cu grinzi paralele cu frontul, fără a exclude posibilitatea folosirii într-o etapă superioară și a altor variante de susținere.

II. SUSȚINEREA METALICĂ A ȘPIȚURILOR

Problema introducerii susținerii metalice în șpițurile de la acoperișul și culcușul stratului prezintă aceeași importanță majoră ca și a abatajelor cameră propriu-zise, deoarece numai rezolvarea ambelor aspecte condiționează obținerea unui tavan artificial regulat, plan și uniform.

Ca și în cazul abatajelor cameră propriu-zise, principalul criteriu de apreciere din punctul de vedere al aplicabilității, a diferitelor soluții tehnice, este posibilitatea recuperării rapide și în siguranță deplină, a echipamentului metalic de susținere.

Trebuie specificat de la bun început că problema introducerii susținerii metalice în șpițuri (în special în șpițul de la acoperiș) prezintă aspecte de o dificultate tehnică mult mai pronunțată decît în cazul abatajelor propriu-zise și în consecință și posibilitățile de soluționare a problemei, în condiții tehnico-economice avantajoase, sînt mai reduse.

În continuare sînt prezentate cîteva soluții pentru abatajele cameră direcționale, care pot sta la baza unor eventuale experimentări.

Susținerea șpițului de la acoperiș

Susținerea șpițului de la acoperiș prin stîlpi și grinzi

Pentru introducerea acestui echipament de susținere în șpițul de la acoperiș, se pleacă în principiu de la tehnologia de lucru folosită actualmente la susținerea cu lemn, urmărindu-se adaptarea ei pentru condițiile specifice utilizării unui echipament metalic de susținere.

Principalele dificultăți de adaptare constau în următoarele aspecte :

— lungimea variabilă a stîlpilor metalici ;

— poziția înclinată a stîlpilor, care poate favoriza apariția de sarcini excentrice.

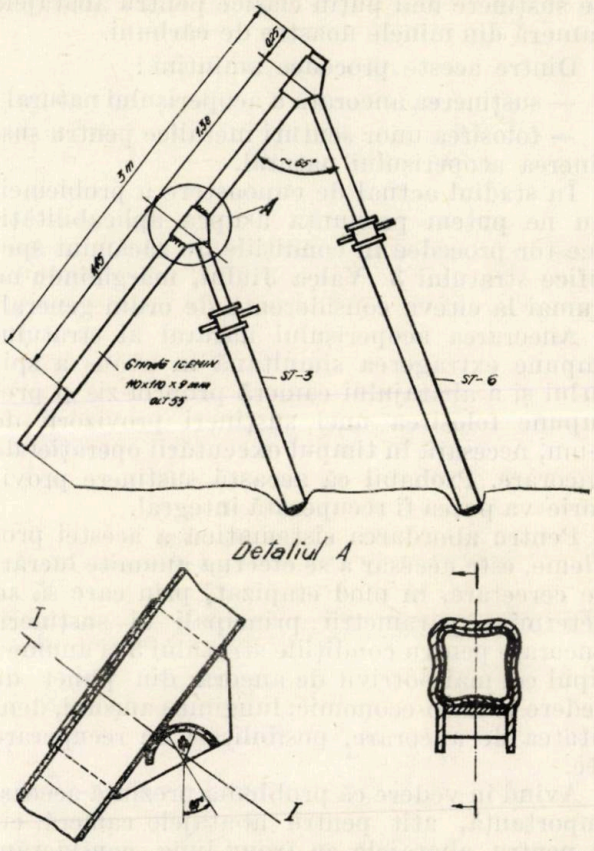


Fig. 6. Armătura metalică pentru susținerea șpițului de la acoperiș.

În aceste condiții, una dintre soluțiile posibile este realizarea unor armături speciale, compuse dintr-o grindă și doi stîlpi metalici de lungime diferită (fig. 6). Pentru a diminua posibilitatea

apariției unor sarcini excentrice asupra stîlpilor, îmbinarea dintre grindă și stîlpi se execută printr-un sistem de papuci de sprijin atașați la grindă și pălării semicilindrice atașate la stîlpi. Stabilitatea stîlpilor la mișcări laterale va fi asigurată la o extremitate de eclisele cu care sînt prevăzuți papucii de sprijin ai grinzii, iar la cealaltă extremitate de pilugile în care se introduc stîlpii.

La capătul inferior al grinzii, se poate atașa o frigare, pentru asigurarea lungimii necesare.

Extragerea șpițului se va executa în retragere, armăturile speciale recuperate montîndu-se la front, pe măsura avansării acestuia. Simultan cu răpirea armăturilor speciale din șpiț, se va executa și recuperarea armăturilor din abatajul cameră propriu-zis, cu ajutorul dispozitivului de recuperare.

Susținerea șpițului de la acoperiș prin alte procedee

Posibilitățile oarecum restrînse de aplicare a stîlpilor și grinzilor metalice în șpițul de la acoperiș impun studierea și a unor alte procedee de susținere mai puțin clasice pentru abatajele cameră din minele noastre de cărbuni.

Dintre aceste procedee amintim :

— susținerea ancorată a acoperișului natural ;

— folosirea unor scuturi metalice pentru susținerea acoperișului natural.

În stadiul actual de cunoaștere a problemei, nu ne putem pronunța asupra aplicabilității acestor procedee în condițiile de zăcămînt specifice stratului 3 Valea Jiului, mărginindu-ne numai la cîteva considerente de ordin general.

Ancorarea acoperișului natural al stratului impune extragerea simultană în avans a șpițului și a abatajului cameră propriu-zis și presupune folosirea unei susțineri provizorii de lemn, necesară în timpul executării operației de ancorare. Probabil că această susținere provizorie va putea fi recuperată integral.

Pentru abordarea sistematică a acestei probleme, este necesar a se efectua anumite lucrări de cercetare, în mod etapizat, prin care să se determine parametrii principali ai susținerii ancorate pentru condițiile stratului 3 și anume : tipul cel mai potrivit de ancoră din punct de vedere tehnico-economic, lungimea ancorei, densitatea de ancorare, posibilități de recuperare etc.

Avînd în vedere că problema prezintă aceeași importanță, atît pentru abatajele cameră, cît și pentru abatajele cu front lung, considerăm indicat ca eventualele experimentări să se desfășoare în primul rînd în abatajele frontale, unde tehnologia de lucru este mai adecvată desfășurării unor lucrări de cercetare.

Folosirea unor scuturi metalice pentru susținerea acoperișului natural al stratului, necesită, de asemenea, stabilirea în prealabil a unor parametri caracteristici, pe baza cărora să se poată proiecta un prototip, în vederea unor experimentări ulterioare. Unul dintre acești parametri caracteristici este regimul de presiune în această zonă a abatajelor, pentru determinarea căruia este necesar a se efectua măsurători eficiente, conform unui program de lucru bine stabilit.

Susținerea șpițului de la culcuș

Pentru susținerea metalică a șpițului de la culcuș singurul procedeu de susținere care pare posibil de aplicat din punct de vedere tehnic, este cel prin stîlpi și grinzi. Problema prezintă mai puține dificultăți, mai ales în cazul extragerii șpițului în sensul direcțional și în cazul folosirii în șpiț a unei monografii de susținere mixte. În cazul acestei monografii, un cadru de susținere poate fi alcătuit din grindă metalică plasată pe un stîlp metalic și unul din lemn (cel scurt). Armăturile plasate paralel cu frontul pot fi recuperate fără dificultăți.

* * *

În concluzie, se poate afirma că introducerea susținerii metalice în șpițuri este o problemă de o deosebită importanță (în special în cazul șpițului de la acoperiș), pentru rezolvarea căreia însă, soluțiile ce se întrevăd sînt mai pretențioase decît în cazul abatajelor propriu-zise. Pentru aprecierea acestor soluții, prezentate anterior în mod sumar, este necesară desfășurarea unor lucrări de cercetare, care să elucideze aspectul aplicabilității acestor soluții și, de asemenea, să aducă elemente comparative din punct de vedere tehnico-economic.

Apreciem că soluția cea mai ușor abordabilă este cea care prevede folosirea armăturilor speciale.

* * *

În cazul abatajelor cameră transversale, problema conține aspecte noi, specifice acestei variante a metodei de exploatare, legate în special de dirijarea acoperișului natural.

Deși ar fi posibil ca eliminarea lemnului din șpițuri să-și găsească o rezolvare mai simplă pentru abatajele cameră transversale, apreciem că determinarea în prealabil a tuturor parametrilor principali, privind comportarea la prăbușire a acoperișului natural, este absolut necesară, iar în acest scop abatajele cameră direcționale sînt mai indicate din punctul de vedere al cercetărilor.

În funcție de rezultatele obținute în primele faze ale eventualelor lucrări de cercetare, se vor contura soluțiile cele mai avantajoase.

III. SUSȚINEREA METALICĂ A PREABATAJELOR

Preabatajele sînt lucările cu cea mai mare durată de existență, deci și solicitările pe care le preiau sînt mai mari decît în cazul abatajelor.

Din punctul de vedere al susținerii metalice a preabatajelor, se întrevăd două variante posibile și anume :

— săparea preabatajelor cu profil mic și susținerea lor cu inele metalice tip TH-3 sau TH-4, avînd în tavan un ecran de cărbune cu rol de protecție ;

— săparea preabatajelor pe întreaga înălțime a feliei, susținerea efectuîndu-se după principiul folosit în abataj.

Prima variantă se aplică în bazin, pentru fiecare atacare fiind necesară supraînălțarea preabatajului. Datorită faptului că la efectuarea supraînălțărilor se consumă lemn și manoperă suplimentară, considerăm că varianta a doua este mai avantajoasă. Această variantă prezintă și avantajul de a avea un spațiu liber mai mare, necesar pentru depozitarea echipamentului metalic recuperat din abataj.

Pentru aplicarea acestei variante, este însă necesar ca monografia de susținere să fie foarte atent dimensionată, pentru a face față solicitărilor care sînt considerabil mai mari decît în preabatajele săpate la profil mic. În acest sens, apare necesitatea executării unor măsurători eficiente ale regimului de presiune specific preabatajelor.

IV. REALIZAREA TAVANULUI ARTIFICIAL DIN PLASĂ METALICĂ

Apreciem că înlocuirea lemnului din tavanul artificial al abatajelor, cu plasă metalică, este un factor de primă importanță în reușita introducerii susținerii metalice în abatajele cameră.

În consecință, realizarea unui tavan artificial din plasă metalică va trebui să constituie primul obiectiv al unor eventuale experimentări, care să preceadă, cu cel puțin o felie, introducerea propriu-zisă a elementelor metalice de susținere în abatajul experimental.

În prezent, tavanul artificial din plasă metalică se folosește cu bune rezultate, numai în abatajele frontale din bazin.

Comparativ cu acestea, realizarea tavanului din plasă metalică în abatajele cameră va pretinde un consum mai mare de manoperă, datorită îmbinărilor mai dese, însă diferența este neînsemnată.

În privința tehnologiei de construire a tavanului artificial din plasă metalică, în prezent se aplică în abatajele frontale, două procedee și anume :

— prin podire la vatră, fie în urma transportorului, cu așezarea fîșiilor de plasă între stîlpii metalici, fie în fața transportorului, cu montarea stîlpilor peste plasă ;

— prin bandajare la tavan, plasa coborînd pe vatră în spatele susținerii metalice.

Cel de-al doilea procedeu prezintă însemnate avantaje de ordin tehnologic, dar nu poate fi aplicat în cazul în care în abataj se depune steril. Din acest motiv procedeul este aplicabil numai în abatajele în care stratul nu prezintă intercalații. În restul abatajelor se aplică celălalt procedeu și anume realizarea tavanului artificial prin podire, sterilul fiind depozitat peste plasa metalică.

Ambele procedee pot fi extinse și în cadrul abatajelor cameră, conform tehnologiilor aplicate actualmente în abatajele cu front lung. Trebuie menționat însă ca o prescripție obligatorie, ca plasele montate în toate abatajele cameră dintr-o felie să fie cusute între ele, pentru a asigura feliei următoare un tavan artificial continuu.

În privința numărului de plase ce se montează la un tavan (fie prin podire, fie prin bandajare), precum și a numărului de felii la care este necesar a se așterne o nouă plasă, nu pot fi date deocamdată indicații sigure. Apreciem însă că în cadrul primelor experimentări s-ar putea folosi cîte o singură plasă la fiecare felie. Pe parcursul experimentărilor, se vor putea trage concluzii definitive, referitoare la parametrii optimi, pentru condițiile locale de zăcămînt.

V. ECHIPAMENTUL METALIC DE SUSȚINERE

Introducerea susținerii metalice în abatajele cameră ridică și problema stabilirii celui mai adecvat echipament de susținere, sub aspect dimensional, funcțional și economic.

În cazul de față, parametrii cei mai importanți ai susținerii sînt lungimea maximă de lucru a stîlpilor și sarcina lor portantă.

Există părerea că stîlpii metalici de abataj funcționează corespunzător numai pînă la o limită maximă de înălțime de circa 3 m. Afirmația nu a fost verificată pînă în prezent în condițiile noastre de zăcămînt, și însăși faptul că anumite firme străine fabrică stîlpi metalici pînă la o înălțime maximă de 4,0 m — și printre aceste firme citățm firma Schwartz și Klöckner-Ferromatik — constituie un indiciu că înălțimea maximă de 3,0 m nu poate fi considerată o limită.

Fabricarea (deocamdată numai în străinătate) a unor stîlpi metalici de 4,0 m înălțime, creează perspectiva introducerii susținerii metalice în abatajele cameră, fără a acționa asupra reducerii grosimii feliilor, cunoscînd că în prezent feliile exploatate prin abataje cameră au o grosime de 4,0 m.

Cu toate acestea, ținînd seama de numeroasele aspecte încă neelucidate ale problemei, printre care și regimul specific de presiune, în condițiile folosirii unui echipament metalic, se consideră

indicat ca cel puţin pentru început, experimentările să se desfăşoare la înălţimi de abataj de 3,0 m. Aceste prime experimentări vor oferi cu siguranţă elemente pentru aprecierea mai exactă a posibilităţilor de a mări grosimea feliei pînă la 4,0 m. De asemenea, ele vor furniza şi date suplimentare cu privire la tipul optim de stîlp din punct de vedere funcţional, precum şi a sarcinii lui portante.

În actualul stadiu de cunoaştere a regimului de presiune specific abatajelor cameră, problema sarcinii portante optime a stîlpilor metalici, constituie un aspect asupra căruia nu ne putem pronunţa. Acest parametru se poate determina numai pe cale experimentală, prin efectuarea unor măsurători de presiune minuţioase şi prin observarea atentă a comportării stîlpilor metalici introduşi în abataj.

Pentru prima fază a experimentărilor, va trebui stabilită o densitate minimă a susţinerii, în funcţie de sarcina nominală a stîlpului respectiv şi cu condiţia respectării unei echivalenţe de portanţă între monografia metalică de susţinere şi monografia de susţinere cu lemn, aplicată în condiţii similare de zăcămînt.

Aşa cum s-a relatat anterior, cea mai rezistentă monografie de susţinere din lemn aplicată în abatajele cameră, se caracterizează printr-o sarcină portantă de circa 37 tf/m ^{2}. Corespunzător acestui regim de presiune, densitatea minimă a susţinerii metalice va trebui să fie de 1,0 stîlpi/m ^{2} în cazul utilizării stîlpilor cu sarcină nominală de 40 tf şi de 1,5 stîlpi/m ^{2} pentru stîlpii cu o sarcină nominală de 25 tf.

În privinţa caracteristicilor funcţionale ale stîlpilor metalici, din experienţa C.C.V.J. rezultă că în condiţii de tavan artificial constituit din plasă metalică, pot fi utilizaţi atît stîlpii cu portanţă constantă, cît şi stîlpii cu portanţă crescîndă şi în consecinţă alura curbei caracteristice nu constituie un element limitativ.

În acest sens considerăm că elementul hotărîtor în alegerea unui anumit tip de stîlp va fi aspectul economic al susţinerii, respectiv participaţia echipamentului de susţinere la preţul de cost al cărbunelui.

Pentru primele etape ale experimentărilor, la înălţimi de abataj de 3,0 m va trebui folosit un echipament accesibil (existent în ţară), fie de construcţie indigenă (stîlpi cu fricţiune ST-6 întăriţi), fie provenit din import (stîlpi hidraulici Klöckner-Ferromatik tip SS 31/280). Compararea modului de comportare a acestor stîlpi, în condiţiile specifice abatajelor cameră, precum şi aspectul lor economic, vor putea oferi elemente determinante pentru stabilirea tipului optim de stîlp.

În privinţa grinzilor de abataj, considerăm că se vor putea utiliza atît grinzile tubulare tip ICEMIN, cît şi grinzile articulate tip Vanwersch, conform principiului de susţinere adoptat.

CONCLUZII

Problema introducerii susţinerii metalice în abatajele cameră din stratul 3 Valea Jiului este o problemă de importanţă majoră, avînd în vedere consumul ridicat de material lemnos ce se înregistrează actualmente în cadrul acestei metode de exploatare şi de ponderea însemnată a abatajelor cameră în producţia bazinului.

Ţinînd seama că în prezent nu se întrevăd posibilităţi tehnice în măsură să elimine complet abatajele cameră ca metodă de exploatare aplicată în stratul 3, se impune o activitate susţinută pentru găsirea tuturor posibilităţilor de înlocuire a lemnului cu echipament metalic de susţinere şi în cadrul acestei metode de exploatare.

Pe baza experienţei acumulată în zăcămintele de lignit şi din studierea condiţiilor locale de zăcămînt, se consideră că există posibilităţi reale de introducere a susţinerii metalice şi în abatajele cameră sub tavan artificial, deşi problema ridică aspecte tehnice mult mai dificile decît în abatajele cameră sub tavan natural.

Dintre monografiile de susţinere posibile de aplicat, este indicat a se folosi în prima etapă a experimentărilor, monografia de susţinere cu grinzi paralele cu frontul, răpirea efectuîndu-se cu ajutorul unui dispozitiv special.

Experimentarea susţinerii metalice în abatajele cameră va trebui să fie precedată de realizarea unui tavan artificial din plasă metalică, uniform, continuu şi rezistent.

Avînd în vedere complexitatea problemei şi multitudinea aspectelor neelucidate se consideră indicat ca experimentările să înceapă în abataje cameră direcţionale de 3 m înălţime, cu folosirea stîlpilor cu fricţiune ST-6 sau a celor hidraulici Klöckner-Ferromatik tip SS 31/280.

Pentru susţinerea metalică a şpiţurilor de la acoperiş, vor trebui experimentate (de preferinţă, pentru început, în abatajele cu front lung) armături speciale formate din grindă şi doi stîlpi de lungimi diferite.

În cadrul primelor faze ale experimentărilor, va trebui efectuat un studiu amănunţit asupra regimului de presiune specific abatajelor cameră susţinute metalic, pe baza căruia să se obţină elementele necesare dimensionării judicioase a monografiilor de susţinere, alegerii tipului optim de stîlp, construirii tavanului artificial etc. şi să se stabilească direcţiile de urmat ale cercetărilor ulterioare. Pentru elucidarea tuturor aspectelor legate de problema introducerii susţinerii metalice, va trebui întocmit un program de cercetare etapizat, în care să se includă prospectarea tuturor posibilităţilor existente şi experimentarea tuturor variantelor cu şanse de rezolvare, pentru a se ajunge în final la o soluţie definitivă, care să poată fi considerată realmente optimă.

Asupra domeniului de lucru al instalațiilor de extracție minieră

P. DEGERATU și
N. VINTILĂ

Introducerea tehnicii noi în diversele ramuri industriale este astăzi caracterizată de tendința principală a utilizării cît mai raționale, optime, a tuturor instalațiilor, astfel încît să se asigure o productivitate maximă a acestora, un consum minim de energie etc.

Între instalațiile din industria minieră, funcționarea în condiții optime, sau cît mai apropiate de acestea, capătă o importanță deosebită mai ales în cazul mașinilor de extracție, avînd în vedere în primul rînd puterea mare a lor, care uneori poate ajunge la cîteva mii de kilowați.

Dintre condițiile care determină utilizarea rațională a unei instalații de extracție, una dintre cele mai importante este obținerea unei productivități cît mai ridicate, ceea ce impune realizarea unei tahograme care să asigure un regim optim de funcționare caracterizat în primul rînd printr-o durată minimă a ciclului.

Tahograma unei instalații de extracție se determină de obicei adoptînd pentru cîțiva parametri principali ai ei (accelerație, viteză de regim, decelerație) valori aflate între anumite limite, indicate în mod obișnuit în literatură fără o justificare teoretică corespunzătoare.

Se poate ușor constata că, adesea, valorile astfel adoptate pentru acești parametri sînt mult sub valorile limită admisibile reale, încît instalația, în mod nejustificat, nu este folosită la întreaga ei capacitate.

Se impune în felul acesta necesitatea stabilirii mărimilor principale și a determinării valorilor lor maxime admisibile, care definesc domeniul de lucru permis al instalațiilor de extracție. Numai cunoscînd bine limitele acestui domeniu de lucru, se poate realiza funcționarea instalațiilor respective cu productivitatea maximă, prin extinderea utilizării reale a lor pînă la aceste limite.

La instalațiile de extracție cu schipuri, la care greutatea încărcăturii se dozează automat cu suficientă precizie și la care extracția se face de la un singur orizont, programul de lucru optim odată determinat rămîne neschimbat.

La instalațiile de extracție cu colivii, schimbarea genului și greutății încărcăturii cît și extracția de la mai multe orizonturi (cele mai importante perturbații în sistemul de comandă) impun schimbarea programului de lucru în funcție de condițiile existente, în scopul obținerii unei utilizări maxime a posibilităților de extracție.

De aceea, pe lîngă cunoașterea valorilor limită care definesc domeniul admisibil de lucru, este necesar, de asemenea, să se cunoască și modul cum variază aceste valori limită în funcție de perturbațiile amintite mai sus.

Problema aceasta capătă o importanță deosebită la instalațiile de extracție prevăzute cu comandă automată la care se poate astfel asigura, pentru orice condiții de lucru, regimul optim de funcționare.

1. Limitele domeniului de lucru al instalațiilor de extracție

Unele dintre mărimile principale care determină procesul de lucru al instalațiilor de extracție au drept caracteristică importantă faptul că în tot timpul funcționării nu pot depăși anumite valori maxime, întrucît aceasta ar duce la deranjamente în funcționare sau chiar la avarii grave.

Dintre aceste mărimi deosebim în primul rînd următoarele : viteza, accelerația, derivata accelerației în raport cu timpul, temperatura elementelor dispozitivului de acționare. Valorile maxime admisibile pe care le pot lua aceste mărimi în timpul funcționării definesc domeniul posibil de lucru al instalației.

În cele ce urmează se vor determina aceste valori maxime, precum și variația unora dintre ele în funcție de principalele perturbații ce apar în procesul de lucru.

Limitarea vitezei

Rezistența mecanică a puțului, turnului și a unor elemente ale sistemului de acționare (motor, reductor, organ de înfășurare), precum și considerente de siguranță în funcționare, impun ca viteza mașinii să nu depășească — în nici un regim posibil de funcționare — o valoare maximă, v_{max}, determinată la proiectarea instalației, prin soluțiile constructive adoptate.

La construcțiile moderne, cu puț betonat, ghidaje metalice și vase de extracție cu role, rezistența mecanică a puțului capătă un rol secundar în limitarea vitezei, rolul principal revenind celorlalte elemente.

În unele cazuri, viteza maximă este, de asemenea, limitată de proprietățile sursei de alimentare cu energie electrică a motorului (saturația magnetică a generatorului — la acționarea cu grup generator-motor, valoarea maximă a tensiunii redresoarelor — la acționarea cu mutatoare, pentru valoarea minimă admisibilă a fluxului motorului, în ambele cazuri, cît și

frecvența maximă de alimentare — în cazul motoarelor asincrone).

În concluzie, o condiție care trebuie permanent respectată în timpul funcționării instalațiilor de extracție este:

$$v \leqslant v_{max}. \tag{1}$$

Valoarea v_{max}, conform celor de mai sus, poate fi bine determinată încă de la proiectarea diverselor elemente ale instalației. Desigur că, din punct de vedere economic, este rațională realizarea acestor elemente cu aceeași valoare a vitezei maxime admisibile, sau cu valori cît mai apropiate ale ei.

Limitarea accelerației

Valoarea maximă a accelerației cu care poate funcționa o instalație de extracție în perioadele de pornire și frînare este determinată de următorii factori:

a) forța maximă admisibilă în cablul de extracție;

b) condițiile de comutație ale motorului de extracție, în cazul acționării cu motor de curent continuu, sau cuplul său maxim, în cazul acționării cu motor asincron;

c) asigurarea împotriva alunecării cablului, la instalațiile cu roată motoare.

Limitarea accelerației de către forța maximă în cablu. Siguranța împotriva ruperii cablului este o problemă foarte importantă; ea impune controlul și limitarea forței ce se dezvoltă în cablu în cursul întregului proces de lucru. Această forță trebuie să îndeplinească — în orice condiții de funcționare — următoarea relație:

$$F_c \leqslant F_{c\,max}, \tag{2}$$

$F_{c\,max}$ determinîndu-se în funcție de rezistența la rupere a cablului și coeficientului de siguranță corespunzător (conform normelor).

Notînd forțele statice, fără rezistențele la mișcare, în cele două ramuri ale cablului de extracție cu:

$$F_{s1} = Q_1 + G_v + G_{c1} - h \cdot \Delta\gamma \tag{3a}$$

$$F_{s2} = Q_2 + G_v + G_{c2} + h \cdot \Delta\gamma, \tag{3b}$$

iar rezistențele la mișcare pe cele două ramuri (în ipoteza unui curent de aer descendent în puț) cu:

$$F_{01} = \xi_1 (Q_1 + G_v + G_{c1} - h \cdot \Delta\gamma) + \\ + \xi_2 \frac{S_v}{2\sqrt{N}} (v + v_a)^2 \operatorname{sign} (v + v_a) \tag{4a}$$

$$F_{02} = \xi_1 (Q_2 + G_v + G_{c2} + h \cdot \Delta\gamma) + \\ + \xi_2 \frac{S_v}{2\sqrt{N}} (v - v_a)^2 \operatorname{sign} (v - v_a) \tag{4b}$$

valoarea forței în cablu este dată de relația:

$$F_c = \max. \left[F_{s1} + F_{01} + \frac{F_{s1} + G_m + G_{c0}}{g} \cdot \frac{dv}{dt} - \frac{v^2}{2} \frac{\Delta\gamma}{g}; \right.$$

$$\left. F_{s2} - F_{02} - \frac{F_{s2} + G_m + G_{c0}}{g} \cdot \frac{dv}{dt} + \frac{v^2}{2} \frac{\Delta\gamma}{g} \right]. \tag{5}$$

Se observă din această relație că limitarea forței în cablu se realizează prin limitarea accelerației $\frac{dv}{dt}$ (influența termenului $\frac{v^2}{2} \frac{\Delta\gamma}{g}$ asupra valorii forței totale în cablu fiind foarte redusă). Valorile limită ale acestei mărimi în timpul pornirii (a_1) și frînării (a_3), determinate din relațiile de mai sus, vor fi:

$$a_1 = g \frac{F_{c\,max} - Q_1 - G_v - G_{c1} + \Delta\gamma \left(h + \frac{v^2}{2g}\right) - F_{01}}{Q_1 + G_v + G_{c1} - h\Delta\gamma + G_m + G_{c0}} \tag{6a}$$

$$a_3 = -g \frac{F_{c\,max} - Q_2 - G_v - G_{c2} - \Delta\gamma \left(h + \frac{v^2}{2g}\right) + F_{02}}{Q_2 + G_v + G_{c2} + h\Delta\gamma + G_m + G_{c0}}. \tag{6b}$$

Dependența acestor valori limită ale accelerației și decelerației în funcție de încărcătura vaselor de extracție, pentru o mașină static

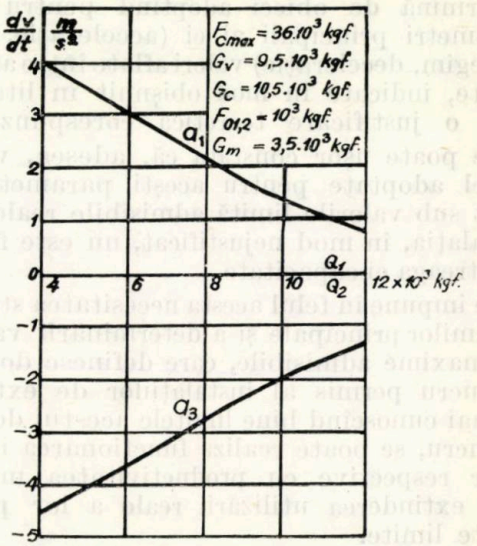


Fig. 1. Accelerația limită în funcție de încărcătura vasului de extracție determinată de forța maximă în cablu.

echilibrată, avînd organul de înfășurare în turn este reprezentată în figura 1.

Pe baza celor de mai sus se pot face următoarele constatări:

a. Reducerea încărcăturii vaselor de extracție trebuie însoțită de o mărire a accelerației și decelerației, în vederea folosirii maxime a posibilităților de extracție ale mașinii.

b. Încărcarea numai a unui singur vas de extracție — Q_1 — (caz frecvent întîlnit în practică) permite mărirea decelerației la valori

sensibil mai mari decît cele utilizate în mod obișnuit. Reducerea lui Q_1 față de Q_2 permite, în mod asemănător, mărirea accelerației.

c. Influența lui F_{01} și F_{02} în relațiile (6a) și (6b) explică posibilitatea — cunoscută, dar insuficient justificată în literatură — adoptării unor valori mai mari ale decelerației față de accelerație, în cazul încărcării egale a celor două ramuri ale cablului.

L i m i t a r e a a c c e l e r a ț i e i, d e t e r m i n a t ă d e c a p a c i t a t e a d e s u p r a î n c ă r c a r e a m o t o r u l u i d e a c ț i o n a r e. În cazul acționării în curent continuu, condițiile de comutație ale motorului, determinate în primul rînd de curentul de sarcină I și de viteza ω, impun între aceste două mărimi o relație de forma:

$$I \leqslant f(\omega). \tag{7}$$

În mod obișnuit în practică această condiție se exprimă simplificat sub forma:

$$|I| \leqslant I_{max}. \tag{8}$$

În al doilea rînd, saturația circuitului magnetic al motorului și — eventual — tensiunea de alimentare a înfășurării de excitație limitează posibilitățile de mărire a fluxului inductor al motorului, astfel că:

$$\Phi \leqslant \Phi_{max}. \tag{9}$$

Determinînd din relațiile (4) forța rezultantă de rezistență la mișcare, pentru cazul cînd viteza de deplasare a vaselor este mai mare decît viteza curentului de aer în puț,

$$F_0 = \xi_1 (Q_1 + Q_2 + 2G_v + G_{c1} + G_{c2}) + \\ + \xi_2 \frac{S_v}{\sqrt{N}} (v^2 + v_a^2) \tag{10}$$

ecuația de mișcare a instalației devine:

$$\pm \frac{2k_m \Phi I}{D} = (Q_1 + Q_2) \operatorname{sign} v + (H - 2h)\,\Delta\gamma + \\ + F_0 + \frac{\Sigma G_{kred} + Q_1 + Q_2}{g} \frac{dv}{dt}. \tag{11}$$

De aici se poate observa că limitarea curentului I atrage după sine limitarea accelerației $\frac{dv}{dt}$. Valorile limită ale acestei mărimi sînt:

$$a_{1,3} = g \frac{\pm \frac{2k_m \Phi I_{max}}{D} - (Q_1 + Q_2) \operatorname{sign} v - (H - 2h)\Delta\gamma - F_0}{\Sigma G_{k\,red} + Q_1 + Q_2}. \tag{12a}$$

În cazul acționării cu motor asincron, valorile limită ale accelerației $\frac{dv}{dt}$ sînt determinate de cuplul maxim M_K ce-l poate dezvolta motorul.

Pentru acest caz relația 12a de mai sus ia forma:

$$a_{1,3} = g \frac{\pm \frac{2M_k}{D} - (Q_1 + Q_2) \operatorname{sign} v - (H - 2h)\,\Delta\gamma - F_0}{\Sigma G_{kred} + Q_1 + Q_2}. \tag{12b}$$

Dependența valorilor limită ale accelerației a_1 și decelerației a_3 în funcție de încărcătura

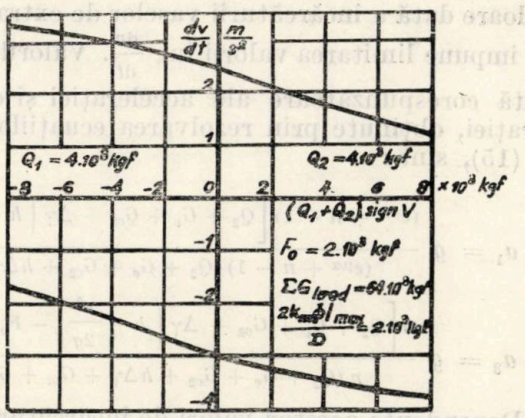


Fig. 2. Accelerația limită în funcție de încărcătura vaselor de extracție determinată de capacitatea de supraîncărcare a motorului de acționare.

$(Q_1 + Q_2) \operatorname{sign} v$ a vaselor de extracție este reprezentată în figura 2, pentru aceleași condiții ca în figura 1.

Se poate observa din cele de mai sus că valorile limită ale accelerației la ridicare și decelerației la coborîre se măresc atunci cînd sarcina utilă a vasului de extracție se reduce, iar cele ale decelerației la ridicare și accelerație la coborîre se măresc atunci cînd sarcina crește. Totodată se mai remarcă valorile relativ mari ale accelerației la coborîre și decelerației la ridicare, față de valorile utilizate în mod obișnuit în practică.

L i m i t a r e a a c c e l e r a ț i e i, d e t e r m i n a t ă d e s i g u r a n ț a î m p o t r i v a a l u n e c ă r i i c a b l u l u i. La mașinile cu roată motoare, pentru evitarea alunecării cablului este necesar ca între tensiunea S_1 din ramura mai încărcată și tensiunea S_2 din ramura mai puțin încărcată ale acestuia să fie îndeplinită condiția exprimată de relația lui Euler-Eytelwein:

$$S_1 < S_2 \cdot e^{\mu\alpha}. \tag{13}$$

Pe baza acestei relații se poate defini coeficientul de siguranță contra alunecării,

$$n = \frac{S_2 (e^{\mu\alpha} - 1)}{S_1 - S_2}. \tag{14}$$

Exprimînd tensiunile S_1 și S_2 în funcție de forțele statice, de rezistență și dinamice relația (14) poate fi scrisă sub forma

$$(e^{\mu\alpha}+n-1)\min\left[F_{s1}+F_{01}+\frac{F_{s1}+G_m+G_{c0}}{g}\frac{dv}{dt}-\frac{v^2}{2}\frac{\Delta\gamma}{g};F_{s2}-F_{02}-\frac{F_{s2}+G_m+G_{c0}}{g}\frac{dv}{dt}-\frac{v^2}{2}\frac{\Delta\gamma}{g}\right]=$$

$$=n\cdot\max\left[F_{s1}+F_{01}+\frac{F_{s1}+G_m+G_{c0}}{g}\frac{dv}{dt}-\frac{v^2}{2}\frac{\Delta\gamma}{g};F_{s2}-F_{02}-\frac{F_{s2}+G_m+G_{c0}}{g}\frac{dv}{dt}-\frac{v^2}{2}\frac{\Delta\gamma}{g}\right]. \quad (15)$$

Pentru evitarea alunecării cablului, la o valoare dată a încărcăturii vaselor de extracție, se impune limitarea valorii lui $\frac{dv}{dt}$. Valorile limită corespunzătoare ale accelerației și decelerației, obținute prin rezolvarea ecuațiilor (3) și (15), sînt :

$$a_1=g\frac{(e^{\mu\alpha}+n-1)\left[Q_2+G_v+G_{c2}+\Delta\gamma\left(h+\frac{v^2}{2g}\right)-F_{02}\right]-n\left[Q_1+G_v+G_{c1}-\Delta\gamma\left(h+\frac{v^2}{2g}\right)+F_{01}\right]}{(e^{\mu\alpha}+n-1)(Q_2+G_v+G_{c2}+h\Delta\gamma+G_m+G_{c0})+n(Q_1+G_v+G_{c1}-h\Delta\gamma+G_m+G_{c0})} \quad (16a)$$

$$a_3=g\frac{n\left[Q_2+G_v+G_{c2}+\Delta\gamma\left(h+\frac{v^2}{2g}\right)-F_{02}\right]-(e^{\mu\alpha}+n-1)\left[Q_1+G_v+G_{c1}-\Delta\gamma\left(h+\frac{v^2}{2g}\right)+F_{01}\right]}{n(Q_2+G_v+G_{c2}+h\Delta\gamma+G_m+G_{c0})+(e^{\mu\alpha}+n-1)(Q_1+G_v+G_{c1}-h\Delta\gamma+G_m+G_{c0})}. \quad (16b)$$

Dependența acestor valori de încărcătura vaselor de extracție este reprezentată în figura 3 (pentru aceleași condiții ca și mai sus, în cazul fig. 1 și 2).

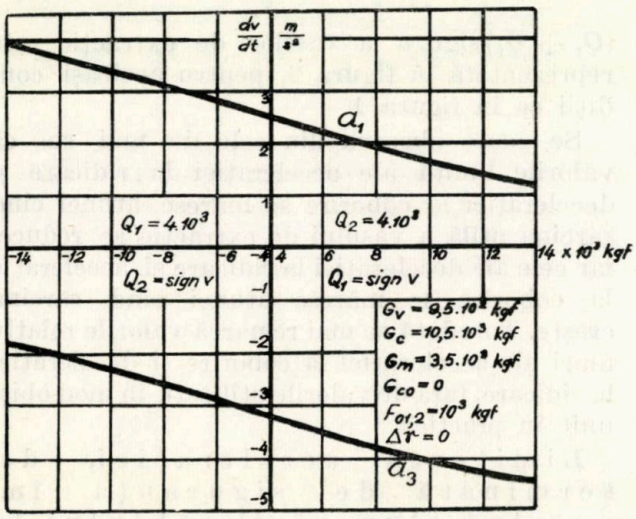


Fig. 3. Accelerația limită în funcție de încărcătura vaselor de extracție determinată de nealunecarea cablului.

Avînd în vedere asemănarea curbelor a_1 și a_3 din figurile 2 și 3, concluziile ce decurg din cele expuse mai sus sînt similare celor indicate în subcapitolul precedent.

Limitarea derivatei accelerației în raport cu timpul

La instalațiile de extracție funcționînd cu valori ridicate ale accelerației și decelerației, pe lîngă valorile limită ale acestor mărimi, prezintă importanță și modul de variație în timp al mărimilor respective, reprezentat analitic prin derivata $\frac{da}{dt}=\frac{d^2v}{dt^2}$.

Într-adevăr, în cazul transportului de personal, la pornire și frînare se produc efecte fiziologice neplăcute asupra oamenilor, determinate de variațiile rapide ale accelerației (decelerației). De asemenea, aceste variații produc șocuri dinamice defavorabile asupra unor elemente ale instalației, în special asupra cablului ; ele duc la obosirea materialelor, scurtînd astfel durata lor de funcționare.

Pentru diminuarea acestor efecte este necesară realizarea unei mișcări cît mai line a instalației.

Asupra caracterului acestei mișcări indicații importante sînt furnizate de mărimea $\frac{da}{dt}$.

Într-adevăr, așa cum se poate ușor constata, chiar pentru forme foarte apropiate de variație în timp a vitezei, derivata accelerației ia forme mult diferite (fig. 4).

Analizînd diversele moduri de variație în timp a vitezei se poate constata că pornirea cea mai lină se realizează pentru curbe $v=f(t)$ în formă de s, la care $\frac{da}{dt}$ este o funcție continuă ; în al doilea rînd urmează curbele la care $\frac{da}{dt}$ nu ia valori infinit de mari. Din acest punct de vedere, variația liniară a vitezei în perioada de pornire (frînare), cea mai utilizată în practică, este dezavantajoasă, din cauza valorilor $\pm\infty$ ale lui $\frac{da}{dt}$ la începutul și sfîrșitul procesului respectiv.

Așadar, pentru realizarea unei porniri (frînări) cu șocuri dinamice și efecte fiziologice minime, se impune cel puțin limitarea lui $\frac{da}{dt}$ sub o anumită valoare maximă,

$$\left|\frac{da}{dt}\right|\leqslant r_{max}, \quad (17)$$

curbele $v=f(t)$ la care $\frac{da}{dt}$ este continuă nefiind folosite în practică.

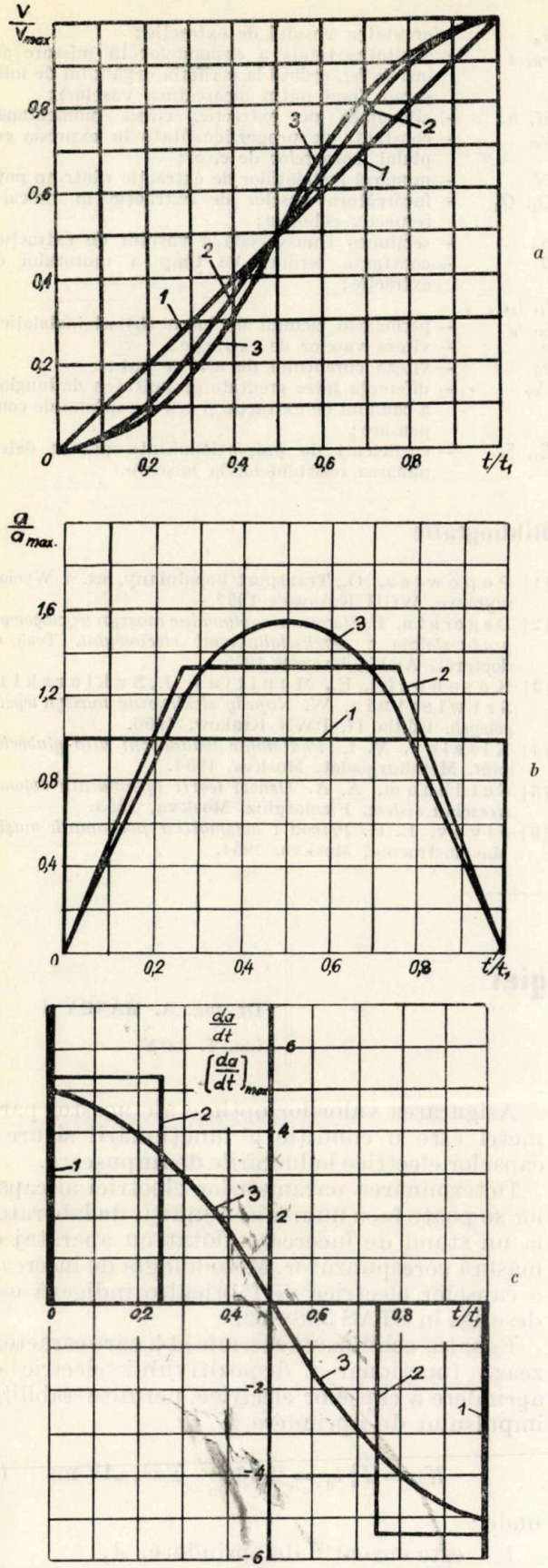


Fig. 4. Diferite forme de variaţie în timp a vitezei, acceleraţiei şi derivatei acceleraţiei:
a) viteza; *b*) acceleraţia; *c*) derivata acceleraţiei.

Limitarea temperaturii de regim a elementelor dispozitivului de acţionare

Avînd în vedere faptul că utilizarea maximă a unei maşini de extracţie impune schimbarea tahogramei în funcţie de perturbaţiile ce apar în timpul funcţionării (variaţia sarcinii utile, a adîncimii de extracţie etc.), rezultă necesitatea limitării domeniului posibil de lucru al maşinii şi din considerente de încălzire a elementelor dispozitivului de acţionare (motor de extracţie, generator, redresor etc.).

La acele elemente în care se produce transformarea energiei electrice în energie mecanică (sau invers) apar, în cadrul fiecărui ciclu de funcţionare, pierderi de putere, a căror valoare medie, pe ciclu, este dată de relaţia:

$$\Delta P_{med} = \frac{1}{(t_1 + t_3)\frac{1+\beta}{2} + t_2 + \beta t_0} \int_0^{t_c} \Delta P \cdot \mathrm{d}t \quad (18)$$

în care β este coeficientul de corecţie al timpului de pauză şi al timpilor de funcţionare cu viteză redusă (pentru maşinile cu autoventilaţie).

De mărimea pierderilor care se dezvoltă în maşini depinde încălzirea acestora, conform relaţiei cunoscute:

$$\theta = \frac{0{,}24\,\Delta P_{med}}{A}\left(1 - e^{-\frac{t}{T}}\right) + \theta_0 \cdot e^{-\frac{t}{T}}. \quad (19)$$

La schimbarea programului de lucru al instalaţiei, încălzirea θ, pentru fiecare ciclu de funcţionare, trebuie să respecte condiţia ca temperatura elementelor dispozitivului de acţionare să nu depăşească limita admisibilă,

$$\tau \leqslant \tau_{max}. \quad (20)$$

Această condiţie se mai poate pune sub forma:

$$\Delta P_{med} \leqslant \Delta P_{max}. \quad (21)$$

Comanda instalaţiei după condiţia (20) permite o utilizare maximă a maşinilor din punct de vedere termic. Comanda, mai simplă, după condiţia (21) duce la o subutilizare a lor în intervalul de timp $0 < t < (4-5)\,T$, timpul t măsurîndu-se din momentul cînd începe funcţionarea instalaţiei ($\theta_0 = 0$).

Concluzii

Din cele expuse mai sus se relevă în mod deosebit faptul că în prezent instalaţiile de extracţie minieră sînt utilizate sub posibilităţile lor de lucru. Limitele indicate în multe norme pentru viteză, acceleraţie şi decelerare nu sînt însoţite totdeauna de o justificare teoretică corespunzătoare (observaţie ce apare încă de mult timp în unele lucrări de specialitate). În felul acesta este desigur influenţată în mod

defavorabil în primul rînd productivitatea instalațiilor.

Cunoscînd valorile maxime admisibile pe care le poate lua viteza, accelerația, derivata accelerației în raport cu timpul, se constată existența unor rezerve serioase, a căror utilizare va duce la optimizarea regimului de lucru al instalațiilor.

Astfel, decelerația la ridicarea și accelerația la coborîrea de sarcini pot fi mărite în raport cu accelerația la ridicare și decelerația la coborîre și, în orice caz, pot depăși cu mult valorile utilizate în prezent.

Valorile limită ale accelerației și decelerației, pentru o instalație dată, depinzînd de încărcătura vaselor, utilizarea optimă a instalației impune schimbarea programului ei de lucru, în funcție de greutatea încărcăturii. Aceasta se poate realiza cu ajutorul dispozitivelor electronice de calcul, la instalațiile de extracție de puteri mari (la care optimizarea funcționării justifică introducerea utilajelor suplimentare necesare).

În lucrare s-au folosit următoarele notații.

A — coeficientul total de cedare a căldurii, pentru motorul de extracție;
D — diametrul organului de înfășurare;
g — accelerația gravitației;
G_{c0} — greutatea porțiunii de cablu dintre moletă și organul de înfășurare;
G_{c1}, G_{c2} — greutatea cablului de extracție respectiv a celui de compensare;
G_m — greutatea moletei redusă la periferia organului de înfășurare;
G_v — greutatea vasului de extracție;
G_{kred} — greutatea totală a elementelor în mișcare ale instalației, redusă la periferia organului de înfășurare (mai puțin încărcătura vaselor);
H, h — adîncimea de extracție, cursa momentană;
k_m — constanta de proporționalitate în expresia cuplului motoarelor de c. c.;
N — numărul instalațiilor de extracție dintr-un puț;
Q_1, Q_2 — încărcătura vaselor de extracție la ridicare, respectiv coborîre;
S_v — secțiunea transversală a vasului de extracție;
T — constanta termică de timp a motorului de extracție;
t_1, t_2, t_3, t_0 — perioadele ciclului de lucru (t_c) al instalației;
v — viteza vaselor de extracție;
v_a — viteza curentului de aer în puț;
Δ_γ — diferența între greutate pe unitatea de lungime a cablului de extracție și cea a cablului de compensare;
ξ_1, ξ_2 — coeficienți de proporționalitate pentru determinarea rezistențelor la mișcare.

Bibliografie

[1] Popowicz, O., Transport kopalniany, cz. 4 Wyciagi szybowe, WGH Katowice 1957.
[2] Degeratu, P. *Sterowanie optymalne maszyn wyciagowych pradu stalego z przeksztaltnikami rteciowymi.* Teză de doctorat, AGH., Kraków 1965.
[3] Kosonocki, E., Manitius, J., Szklarski I., Sztwiertnia, W. *Napedy elektryczne maszyn wyciagowych.* Ediția II, PWN Kraków, 1966.
[4] Kiselev, V. I. *Podiomnie ustanovchi dlia glubochih şaht.* Metallurgizdat, Moskva, 1954.
[5] Feldbaum, A. A. *Osnovî teorii optimalnih avtomaticeschih sistem.* Fizmatghiz, Moskva, 1963.
[6] Jivov, L. G. *Privod i avtomatika podiomnih maşin.* Masinostroenie, Moskva, 1964.

Contribuții la îmbunătățirea metodologiei de încercare a capselor electrice

Dr. ing. A. MANEA și ing. T. LOY

Securitatea și eficacitatea lucrărilor de împușcare depind în mare măsură de calitatea capselor electrice. Aprovizionarea exploatărilor miniere cu capse electrice de calitate poate fi asigurată numai prin încercarea lor cu metode moderne, atît în timpul procesului de fabricație, cît și la probele de recepție a loturilor de capse.

Principalele mărimi electrice care caracterizează proprietățile de bază ale capselor sînt:
— impulsul la aprindere;
— curentul minim de aprindere;
— curentul de garanție la funcționarea în serie;
— rezistența electrică.

Mărimile neelectrice importante pentru funcționarea capselor sînt:
— brizanța;
— timpul de aprindere;
— timpul de funcționare;
— rezistența de umiditate;
— rezistența la solicitări mecanice.

Asigurarea valorilor optime ale acestor parametri este o condiție a funcționării sigure a capselor electrice la lucrările de împușcare.

Determinarea parametrilor electrici ai capselor se poate face numai în condiții de laborator, la un stand de încercare dotat cu aparataj de măsură corespunzător. Metodologia de încercare a capselor electrice de fabricație indigenă este descrisă în STAS 3388-62.

Ecuația echilibrului termic [1], care caracterizează funcționarea dispozitivului electric de aprindere a capselor electrice, permite stabilirea impulsului de aprindere K_a

$$K_a = I_a^2 t_a = 2{,}56 \frac{c \cdot \gamma}{\rho} Td^2, \; A^2 \text{ ms} \qquad (1)$$

unde:
I_a este curentul de aprindere, A,
t_a — timpul de aprindere, ms,
c — căldura specifică a materialului filamentului, cal/g °C,

γ — greutatea specifică a materialului filamentului, g/cm ^{3},
ρ — rezistența specifică a materialului filamentului, ohm mm ^{3}/m,
d — diametrul filamentului, mm,
T — temperatura de aprindere a cireșei, °C.

Impulsul de aprindere al capsei electrice este valoarea minimă a impulsului de curent necesar pentru funcționarea dispozitivului electric de aprindere al capsei. El depinde de materialul și diametrul filamentului, de sensibilitatea și proprietățile fizice ale cireșei care determină temperatura de aprindere. Impulsul de aprindere este cu atît mai mic cu cît materialul filamentului are mărimea $c \cdot \gamma/\rho$ mai mică, diametrul mai mic și cu cît temperatura de aprindere a primului strat al cireșei este mai mică.

Impulsul de aprindere exprimat prin relația (1) nu ține seama de unele fenomene ce au loc în procesul de încălzire a filamentului. Astfel, la deducerea formulei (1) s-a neglijat căldura cedată de filament în timpul încălzirii lui. Deosebit de important este faptul că, conform relației (1), impulsul de aprindere nu depinde de lungimea filamentului. Această concluzie este valabilă pentru lungimi mai mari ale filamentului cînd temperatura mijlocului filamentului, care este cea mai ridicată, este mai puțin influențată de prezența electrozilor reci de la capetele filamentului; practic, mărirea lungimii filamentului micșorează impulsul de aprindere.

Impulsul de aprindere depinde de mărimea curentului de aprindere, deoarece de mărimea acestui curent depinde rapiditatea încălzirii filamentului, deci și cedarea căldurii cireșei de aprindere și electrozilor. La curenți mici, datorită timpului mare de aprindere, căldura cedată de către filament este mare și de aceea impulsul de aprindere necesar este mai mare. La un curent de aprindere suficient de mare, pentru care pierderile de căldură sînt relativ mici din cauza timpului scurt de aprindere, impulsul de aprindere al unei capse electrice date devine o mărime practic constantă, adică o mărime care nu mai depinde de valoarea curentului de aprindere. Această mărime constituie impulsul nominal de aprindere.

Deoarece mărimile care influențează asupra valorii impulsului ca: dimensiunile geometrice ale filamentului, compoziția cireșei de aprindere, etc. au abateri de la valorile nominale, la fabricarea unui lot de capse impulsul de aprindere variază între anumite limite: impulsul de aprindere maxim K_{max} la care funcționează capsa cea mai puțin sensibilă și impulsul de aprindere minim K_{min} necesar capsei cele mai sensibile. Deoarece este necesar ca dispersia impulsurilor de aprindere ($K_{max} - K_{min}$) pentru un anumit lot să fie cît mai mică, dimensiunile geometrice ale filamentului și cireșei de aprindere și compoziția acestora trebuie să fie cît mai uniforme.

Conform STAS 3388-62 impulsul maxim de aprindere nu trebuie să depășească valoarea $K_{max} = 3{,}2$ A^2 ms, iar la valoarea impulsului de neaprindere $K_n = 0{,}8$ A^2 ms nu trebuie să funcționeze nici o capsă electrică.

Montajul pentru determinarea impulsului de aprindere, recomandat de STAS 3388-62, cuprinde în principiu un condensator electric care se încarcă de la o sursă de curent continuu și apoi se descarcă prin rezistența capsei legată în serie cu o rezistență suplimentară.

Valoarea instantanee a curentului de descărcare a condensatorului în rețeaua de pușcare are expresia:

$$i = \frac{U}{R} e^{-\frac{t}{RC}}. \qquad (2)$$

Impulsul de curent pe care condensatorul este capabil să-l trimită în circuit, la descărcarea completă, este:

$$K = \int_0^\infty i^2 \, dt = \frac{U^2}{R^2} \int_0^\infty e^{-\frac{2t}{RC}} \, dt = \frac{U^2 C}{2R}. \qquad (3)$$

Știind că

$$W = \frac{U^2 C}{2} \quad \text{Ws} \qquad (4)$$

este energia înmagazinată în condensator, rezultă:

$$K = \frac{W}{R} \quad \frac{\text{Ws}}{\text{ohm}}. \qquad (5)$$

Expresia (5) arată că la o rezervă dată de energie în condensator, impulsul de curent pe care condensatorul ar putea să-l trimită în circuitul capsei depinde de rezistența R acestui circuit:

$$R = R_c + R_s, \qquad (6)$$

unde:

R_c este rezistența capsei electrice,
R_s — rezistența suplimentară reglabilă.

Dacă rezistența suplimentară (R_s) este suficient de mare atunci nu va funcționa nici o capsă electrică din lotul de încercat. Micșorînd rezistența suplimentară pînă la o valoare R_1 la care din mai multe capse încercate funcționează numai una sau un număr foarte mic, se poate calcula impulsul minim de aprindere:

$$K_{min} = \frac{U^2 C}{2 (R_c + R_1)}. \qquad (7)$$

Micșorînd în continuare rezistența suplimentară R_s se ajunge la o rezistență R_2 la care toate capsele funcționează sigur. Cu această valoare R_2 se calculează impulsul maxim de aprindere:

$$K_{max} = \frac{U^2 C}{2 (R_c + R_2)}. \qquad (8)$$

Deoarece curentul de descărcare depinde de tensiunea U, iar ritmul de descreștere al curentului depinde de mărimea capacității condensa-

torului, aceste mărimi trebuie alese inițial și menținute constante. STAS 3388-62 prescrie pentru tensiunea de încărcare $U = 100$ V, iar pentru capacitatea condensatorului $C = 10\ uF$. Cu aceste valori rezistența circuitului capsei, pentru valori ale impulsului de curent între $K_1 = 0{,}6\ A^2$ ms și $K_2 = 3{,}2\ A^2$ ms, este cuprinsă între $R' = R_c + R_1 = 83{,}33\ \Omega$ și $R'' = R_c + R_2 = 15{,}62\ \Omega$.

Descărcarea condensatorului se face într-un timp foarte scurt. Timpul în care condensatorul cedează 99% din energia înmagazinată este $t = 2{,}3\ RC$. Deci pentru $R' = 83{,}33\ \Omega$, $t = 1{,}92$ ms, iar pentru $R'' = 15{,}62\ \Omega$, $t'' = 0{,}36$ ms, timp în care se poate presupune că întreaga energie a condensatorului a fost cedată circuitului capsei electrice.

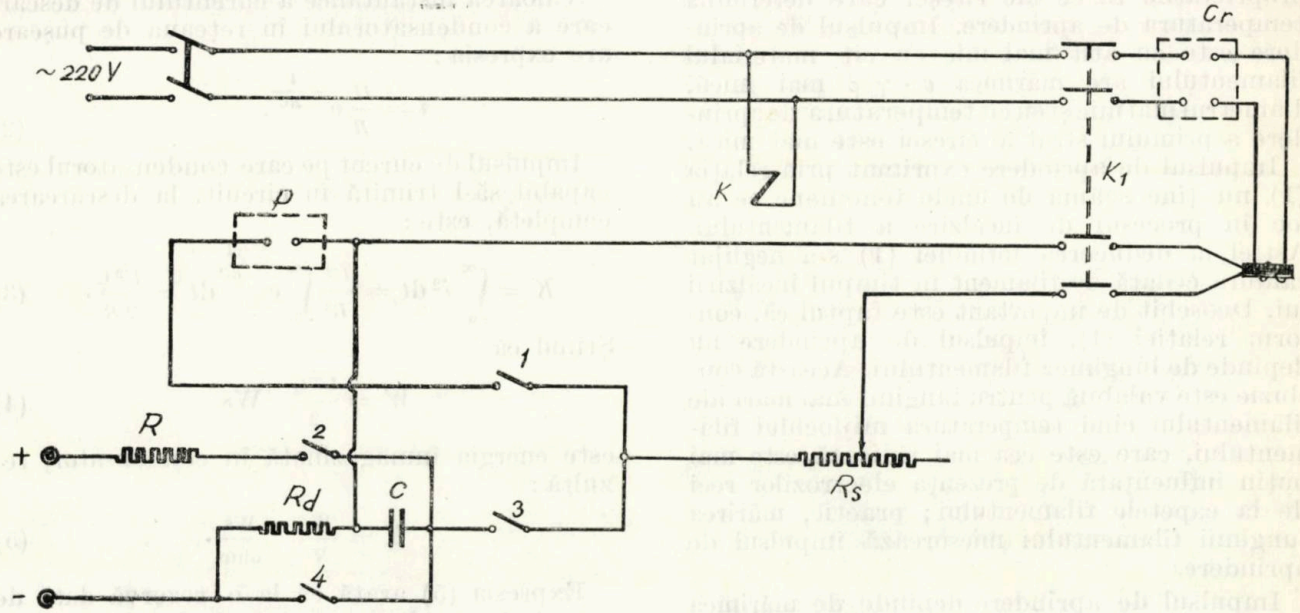


Fig. 1

Montajul pentru verificarea impulsului de aprindere este redat în schema electrică din figura 1 și cuprinde : condensatorul C, un comutator cu patru poziții, rezistența variabilă R_s, rezistența de încărcare R și rezistența R_d de descărcare a sarcinii reziduale a condensatorului, sursa de curent continuu, puntea Wheatstone P. În scopul măsurării timpului de întîrziere, schema cuprinde cronometrul electric Cr și circuitul auxiliar pentru măsurarea timpului.

Pentru încercarea la impulsul de aprindere se reglează rezistența R_s, astfel încît rezistența $R = R_c + R_s$ să aibă valoarea necesară. Se încarcă condensatorul C pînă la tensiunea de lucru și apoi se descarcă pe circuitul de capse, trimițînd impulsul de curent dorit. Descărcarea sarcinii reziduale a condensatorului se realizează pe rezistența R_d.

Schema pentru determinarea impulsului de aprindere descrisă mai sus are avantajul că este simplă și nu necesită aparate speciale. Are însă dezavantajul că poate fi folosită numai pentru determinarea impulsului în anumite condiții prescrise, datorită valorilor impuse pentru capacitatea condensatorului și tensiunea lui de încărcare. Într-adevăr, după cum confirmă experiențele, impulsul de aprindere depinde de intensitatea și forma curentului. Pentru diferite valori ale constantei de timp RC a circuitului, impulsul de aprindere este diferit chiar dacă energia cedată de condensator rămîne constantă, deoarece aliura curentului de descărcare a condensatorului se modifică. Tensiunea de 100 V prescrisă pentru încărcarea condensatorului este suficientă numai pentru un număr mic de capse, maximum 4 conectate în serie. În practică este însă necesară încercarea în serie a cîte 20 capse.

Pentru a elimina dezavantajele expuse, în cadrul laboratorului electric S.C.S.M. a fost realizat și experimentat un procedeu și un aparat pentru încercarea capselor electrice care permite determinarea tuturor parametrilor electrici ai capselor : rezistența electrică, impulsul, curentul și timpul de funcționare. Aparatul folosit la standul de capse permite debitarea în circuitul capselor a unui curent continuu a cărui intensitate poate fi determinată în prealabil între 0,1 A și 5 A. Timpul de debitare a curentului poate fi fixat între 0,1 ms și 200 ms și măsurat cu precizia necesară cu ajutorul milisecundometrului. Este, de asemenea, posibilă debitarea curentului de aprindere fără limitarea duratei acestuia. Impulsul de curent furnizat circuitului de pușcare este de formă dreptunghiulară avînd intensitatea constantă și durata fixată inițial. În acest fel schema permite examinarea impulsului de aprindere pentru diferite valori ale intensității curentului prin modifi-

carea corespunzătoare a duratei impulsului. Prin procedeul preconizat capsele se pot verifica individual sau conectate în serie.

Schema montajului experimental realizat la S.C.S.M. este redată în figura 2 și cuprinde :

— aparatul pentru producerea impulsului dreptunghiular de curent alcătuit din tiratroanele T_1 și T_2, transformatorul de alimentare și circuitul de întîrziere pentru limitarea duratei impulsului ;

— puntea Wheatstone P pentru măsurarea rezistenței ;

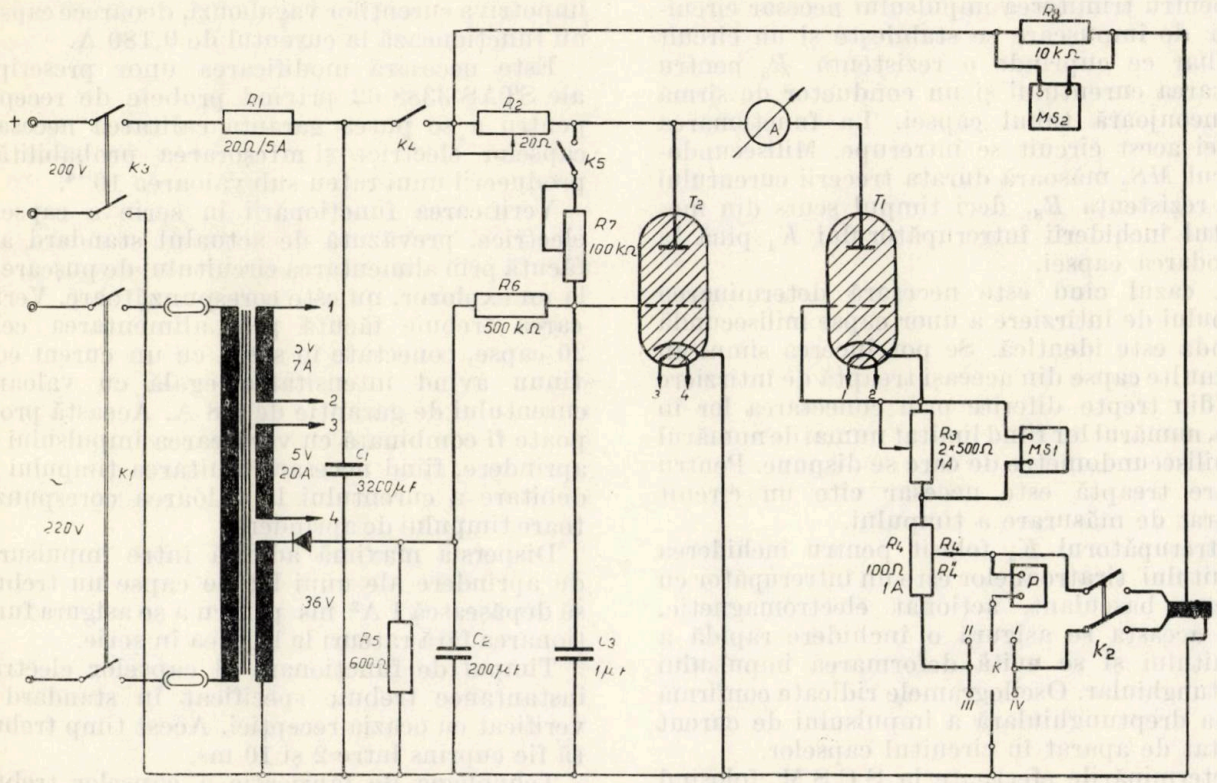


Fig. 2

— milisecundometrele MS_1 și MS_2 pentru măsurarea duratei impulsului de curent și a timpului de funcționare ;

— ampermetrul A pentru stabilirea intensității curentului ce trece prin circuitul de împușcare.

—reostatele R_2, R_3, R_4, R_7 ;

— rezistențele R_1, R_5, R_6, R_8 ;

— condensatoarele C_1, C_2, C_3 ;

— întrerupătoarele și comutatoarele K_1, K_2, K_3, K_4, K_5, K ;

— sursa de curent continuu capabilă să furnizeze un curent de 10 A la o tensiune de 200—240 V.

Pentru încercarea capselor electrice se procedează astfel.

Capsele electrice care urmează a fi încercate se introduc în măștile de protecție situate în standul de încercare a capselor. Capsele se conectează în serie și se leagă la bornele de ieșire ale întrerupătorului K_2, realizîndu-se legătura dintre standul de încercare și pupitrul de comandă prin cablul de pușcare.

Inițial toate întrerupătoarele din schemă sînt deschise.

Se cuplează la rețea aparatul pentru producerea impulsului de curent prin închiderea întrerupătorului K_1.

Filamentele tiratroanelor trebuie să se încălzească cel puțin 5 min înainte de începerea încercărilor.

Se măsoară rezistența ohmică a circuitului de capse, apoi se determină o rezistență echivalentă cu aceasta R_4''. Cu ajutorul reostatului R_3 se reglează intensitatea curentului din circuit necesar încercării. Se reglează durata impulsului de curent prin intermediul rezistenței R_7 din circuitul R_7C_3 de întîrziere a aprinderii tiratronului T_2. Durata impulsului de curent se măsoară cu milisecundometrul MS_1.

Pentru încercarea capselor la impulsul de aprindere se rotește comutatorul K în poziția IV. Prin aceasta în locul rezistenței R_4'' se introduce în circuitul tiratronului T_1 circuitul de împușcare. Se închide întrerupătorul K_4. Tiratronul T_1 se aprinde și prin circuitul capselor trece curentul cu intensitatea cunoscută, reglată inițial. După timpul fixat se aprinde tiratronul T_2 și se stinge tiratronul T_1 întrerupînd curentul din circuitul de împușcare. Milisecundometrul MS_1 măsoară durata t trecerii curentului în circuitul de împușcare, verificîndu-se astfel valoarea timpului de aprindere stabilit inițial.

Încercarea capselor pentru determinarea curentului de funcționare se face în mod asemănător cu deosebire că întrerupătorul K_5 se lasă deschis și astfel tiratronul T_2 rămîne blocat, deci durata trecerii curentului prin circuitul de pușcare nu mai este limitată. Întreruperea curentului se face numai după funcționarea capselor sau prin deschiderea întrerupătorului K_4.

Măsurarea timpului de funcționare se face cu milisecundometrul MS_2 simultan cu încercarea la impulsul de aprindere sau la curentul de funcționare. La închiderea întrerupătorului K_4 pentru trimiterea impulsului necesar circuitului de împușcare se stabilește și un circuit auxiliar ce cuprinde o rezistență R_8 pentru limitarea curentului și un conductor de sîrmă ce înconjoară tubul capsei. La funcționarea capsei acest circuit se întrerupe. Milisecundometrul MS_2 măsoară durata trecerii curentului prin rezistența R_8, deci timpul scurs din momentul închiderii întrerupătorului K_4 pînă la explodarea capsei.

În cazul cînd este necesară determinarea timpului de întîrziere a unor capse milisecundă metoda este identică. Se pot încerca simultan mai multe capse din aceeași treaptă de întîrziere sau din trepte diferite prin conectarea lor în serie, numărul lor fiind limitat numai de numărul de milisecundometre de care se dispune. Pentru fiecare treaptă este necesar cîte un circuit separat de măsurare a timpului.

Întrerupătorul K_4 folosit pentru închiderea circuitului tiratroanelor este un întrerupător cu mercur, basculant, acționat electromagnetic. Prin aceasta se asigură o închidere rapidă a circuitului și se evită deformarea impulsului dreptunghiular. Oscilogramele ridicate confirmă forma dreptunghiulară a impulsului de curent debitat de aparat în circuitul capselor.

Determinările efectuate la S.C.S.M. folosind aparatul descris, asupra capselor electrice de fabricație indigenă, confirmă că acestea corespund condițiilor impuse de STAS 3388-62 și anume :

— impulsul de aprindere este mai mic decît 3,2 A^2 ms și este cuprins între 1,7 A^2 ms și 2,6 A^2 ms ;

— curentul de aprindere este mai mic decît 0,8 A și are valoarea cuprinsă între 0,35 A și 0,45 A ;

— este asigurată siguranța la curenții vagabonzi deoarece capsele nu funcționează la curentul de 0,180 A ;

— rezistența electrică a capsei, cu abateri admise, se încadrează în grupele de rezistență prescrise. Experiențele au arătat că nu există o dependență univocă între rezistența capsei și parametrul principal ce determină funcționarea capsei : impulsul de aprindere.

Încercările făcute cu un lot experimental de capse cu filament de crom-nichel cu diametrul de 0,03 mm au arătat că prin folosirea acestui filament caracteristicile de funcționare ale capselor se îmbunătățesc obținîndu-se următorii parametrii :

— impulsul de aprindere este de 1,5 A^2 ms ;

— dispersia impulsului de aprindere este mai mică (sub 0,8 A^2 ms) ;

— curentul de garanție la funcționare în serie a capselor este de 0,7 A (în loc de 0,8 A).

Sensibilitatea mărită nu periclitează siguranța împotriva curenților vagabonzi, deoarece capsele nu funcționează la curentul de 0,180 A.

Este necesară modificarea unor prescripții ale STAS 3388-62 privind probele de recepție pentru a se putea garanta calitatea necesară capselor electrice și micșorarea probabilității producerii unui rateu sub valoarea 10^{-4}.

Verificarea funcționării în serie a capselor electrice, prevăzută de actualul standard a fi făcută prin alimentarea circuitului de pușcare de la un explozor, nu este corespunzătoare. Verificarea trebuie făcută prin alimentarea celor 20 capse, conectate în serie, cu un curent continuu avînd intensitatea egală cu valoarea curentului de garanție de 0,8 A. Această probă poate fi combinată cu verificarea impulsului de aprindere, fiind necesară limitarea timpului de debitare a curentului la valoarea corespunzătoare timpului de aprindere.

Dispersia maximă admisă între impulsurile de aprindere ale unui lot de capse nu trebuie să depășească 1 A^2 ms pentru a se asigura funcționarea fără rateuri la legarea în serie.

Timpul de funcționare al capselor electrice instantanee trebuie specificat în standard și verificat cu ocazia recepției. Acest timp trebuie să fie cuprins între 2 și 10 ms.

Tehnologia de fabricație a capselor trebuie îmbunătățită astfel încît termenul de garanție, de 6 luni în situația actuală, să poată fi mărit la 12—18 luni.

Trecerea la fabricarea capselor electrice cu filament de crom-nichel cu diametrul de 0,03 mm, încercarea capselor la probele de recepție cu aparatul descris și modernizarea metodologiei de încercare prescrisă de STAS 3388-62 ar contribui la continua îmbunătățire a calității capselor electrice fabricate în țară.

BIBLIOGRAFIE

[1] Lurie, A. I. *Elektriceskoe vzrivanie zariadov.* Moscova 1963.

[2] * * * Trudî MAK—NII *Vol. XV Moscova,* 1963.

[3] * * * Capse detonante STAS 3388-62

[4] Asanov, V. A. *Lucrări de pușcare* (*traducere din limba rusă*), Ed. tehnică, București, 1956.

Contribuții la teoria probării produselor miniere

Dr. ing. A. BODIU și
ing. V. POPA

Probarea produselor miniere este o operație foarte importantă; ea servește unităților miniere, atît la dirijarea rațională a exploatării, cît și la determinarea diluției calitative a minereului pe timpul exploatării.

Lucrările de probare a produselor miniere urmăresc în general determinarea conținuturilor în componenți utili ai acestor produse. În acest scop problemele tehnice care se pun sînt legate de recoltarea probelor, reducerea acestor probe la o cantitate care să fie comodă pentru analiză, analiza probei și studiul rezultatelor reieșite din analize. Realizarea scopului amintit depinde în cel mai înalt grad de modul în care este rezolvată problema recoltării acestor probe.

Experiența de pînă acum a arătat că nu există metode de probare universal valabile.

Pentru soluționarea problemei colectării unor probe cît mai reprezentative este indicat să se țină cont la elaborarea metodelor de extragere a probei, de tipul, omogenitatea, granulația și conținutul în componenți utili ai produsului cum și de uniformitatea distribuirii componenților utili și mărimea particulelor de minerale.

În acest sens reamintim că produsele miniere pot fi minereuri sau concentrate.

Probarea concentratelor cu granulație fină și conținut omogen sau foarte omogen, cum sînt concentratele de flotație, constă în colectarea din diferite puncte, dispuse după o anumită rețea pe suprafața vasului de transport, sau din depozit, a unor cantități mici de material.

Rețeaua de probare și numărul de puncte depind de forma suprafeței, greutatea și conținutul în component util a concentratului și omogenitatea distribuției lui.

Din fiecare punct se extrage manual, folosind sondele de probare, lopeți de probare, găleți, ciocane etc., o cantitate de material de 0,2 ... 1 kg.

Numărul probelor elementare N luate din concentrate va fi cel puțin egal cu cifra care exprimă greutatea în tone a concentratului probat Q și este determinat de relația : $N = K \cdot Q$, în care K este coeficientul de omogenitate a concentratului avînd valorile redate în tabela 1.

Tabela 1

Valorile coeficientului de omogenitate, K

Împrăștierea componentului principal		K
Pînă la	1%	1
Între	1...2%	1,5
Între	2...5%	2
Peste	5%	3

Dispunerea punctelor de luare a probelor poate fi după linii paralele (fig. 1 *a*), în zig-zag (fig. 1 *b*) sau după diagonalele vaselor de transport (fig. 1 *c*).

La colectarea probelor din vasele de transport cu cutia mică (autocamioane, vagonete) numărul probelor elementare este mic (2 ... 5 probe), iar dispunerea punctelor pe suprafața vasului poate fi ca în figura 1 *d* sau 1 *e*.

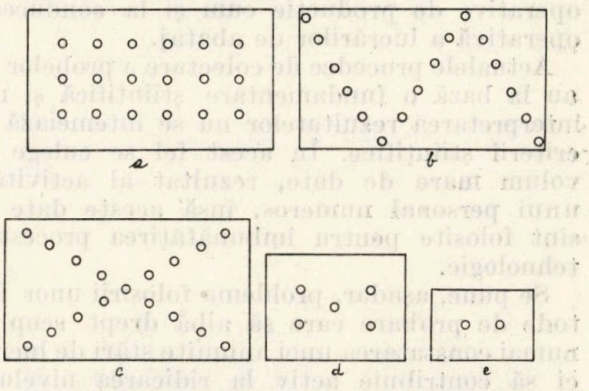


Fig. 1. Dispunerea punctelor de luare a probelor.

Atunci cînd suprafața concentratului încărcat pentru transport este neregulată (la încărcarea mecanică sau din silozuri) probele se colectează prin răzuire cu o lopățică sau din puncte dispuse pe generatoarele conului de echilibru.

Pentru *probarea minereurilor* uneori s-au folosit aceleași metode ca și pentru concentrate. Aceste metode nu sînt însă adecvate scopului urmărit prin probare deoarece :

1) Minereul extras dintr-o mină provine din diferite zone ale zăcămîntului în care conținutul în componenți utili variază foarte mult. Astfel, în cazul unui zăcămînt filonian minereul provine din diferite filoane, iar pe același filon din diferite abataje.

2) Rețeaua de probare se schimbă în funcție de secțiunea orizontală a vasului de transport și de modul de încărcare.

3) Întregul proces de probare executîndu-se manual, rezultatul probării este foarte mult influențat de priceperea și conștiinciozitatea personalului de la probare. La aceasta se adaugă și greutatea introducerii sondelor, răzuirii sau a săpării gropilor în minereurile cu granulație mare și neuniformă.

4) Anumite minerale cum sînt sulfurile metalice se sfărîmă foarte ușor, iar pe timpul transportului în vase sau pe benzi se produce o sortare gravimetrică, granulometrică și calitativă a minereului.

Ținînd seama de factorii amintiți mai sus ca și de faptul că greutatea totală a probei din

minereu este mai mare, apare nerațional ca pentru colectarea probelor din minereuri să se adopte aceleași metode ca și pentru probarea concentratelor.

Aceasta cu atît mai mult cu cît scopul probării minereurilor nu se rezumă în final numai la determinarea conținutului în componenți utili ci urmărește în general următoarele obiective :

— verificarea rezultatelor măsurătorilor din faza de probare geologică a zăcămîntului ;

— îmbunătățirea calității minereului față de sarcinile de plan ;

— determinarea pierderilor și a diluării minereurilor în cursul exploatării, servind astfel la fundamentarea preliminariilor și a planurilor operative de producție cum și la conducerea operativă a lucrărilor de abataj.

Actualele procedee de colectare a probelor nu au la bază o fundamentare științifică și nici interpretarea rezultatelor nu se întemeiază pe criterii științifice. În acest fel se culege un volum mare de date, rezultat al activității unui personal numeros, însă aceste date nu sînt folosite pentru îmbunătățirea procesului tehnologic.

Se pune, așadar, problema folosirii unor metode de probare care să aibă drept scop nu numai constatarea unei anumite stări de lucruri ci să contribuie activ la ridicarea nivelului calitativ al procesului tehnologic minier.

Pentru aceasta trebuie să se plece de la condițiile reale ale procesului de producție (caracteristicile geo-miniere ale zăcămîntului) reflectate în variația calitativă a producției extrase și să se țină cont de acestea la elaborarea criteriilor de probare fundamentate pe teoria probabilităților și pe statistica matematică .

Procesul tehnologic minier se desfășoară în condiții de producție diferite, putînd fi influențat de cauze sistematice și întîmplătoare.

Dintre cauzele sistematice se pot aminti : grosimea foarte mică a filonului față de cea a spațiului excavat, intercalații mari de steril în masa filonului și instabilitatea rocilor înconjurătoare.

Cauzele accidentale sau întîmplătoare care influențează calitatea minereului pot fi : plasarea greșită a găurilor de profilare și încărcarea lor necorespunzătoare cu exploziv, scăderea accentuată a conținutului de metal în zăcămînt sau în unele porțiuni de zăcămînt, pierderile în vatra de steril ori pe timpul încărcării transportului și depozitării minereului fin și bogat mineralizat.

În urma influenței exercitate de cauzele întîmplătoare și de cele sistematice asupra procesului de producție apare variația calității minereurilor, fapt care se concretizează în abaterile valorilor conținuturilor, de la valorile planificate.

Probarea se va dovedi eficace și va avea un rol activ numai dacă va descoperi la timp abaterile sistematice și cauzele care le produc, pentru ca pe baza acestor informații să se poată acționa în vederea reducerii sărăcirii minereului înainte ca acesta să fie transportat.

Se ajunge astfel la ideea efectuării probării minereului chiar la producător pentru obținerea informațiilor necesare descoperirii unor rezerve, care să facă posibilă realizarea unei producții de o calitate cu variații cît mai mici.

Trebuie însă subliniat că, în cazul unei producții de masă cum este producția minieră, practic este imposibil să se asigure un control total pe locuri de muncă și de aceea se recurge la controlul prin sondaj care constă în extragerea din producția pe care o dă mina, la intervale determinate, a unei selecții compuse dintr-un număr n de vagonete dinainte stabilit.

Prin prelucrarea și analizarea probelor astfel extrase se determină conținuturile în fiecare probă și conținutul mediu. După determinarea conținuturilor se grupează valorile determinate pentru fiecare element în intervale egale cu precizia determinărilor, obținîndu-se astfel distribuția empirică a lor (tabela 2).

Tabela 2

Distribuția empirică a mediilor conținuturilor la plumb și zinc

Nr. crt.	Intervalul %	Frecvențele absolute		Frecvențele relative, f_r		Frecvențele relative cumulate	
		Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn
1	0,0 — 0,6	3	14	0,006	0,026	0,006	0,026
2	0,6 — 0,9	14	21	0,026	0,040	0,032	0,066
3	0,9 — 1,2	19	14	0,036	0,026	0,068	0,092
4	1,2 — 1,5	29	23	0,055	0,043	0,123	0,135
5	1,5 — 1,8	29	24	0,055	0,046	0,178	0,181
6	1,8 — 2,1	18	29	0,033	0,055	0,211	0,236
7	2,1 — 2,4	25	50	0,048	0,096	0,259	0,332
8	2,4 — 2,7	25	58	0,048	0,106	0,307	0,438
9	2,7 — 3,0	23	59	0,043	0,109	0,350	0,547
10	3,0 — 3,3	24	33	0,046	0,061	0,396	0,608
11	3,3 — 3,6	24	37	0,046	0,070	0,442	0,678
12	3,6 — 3,9	17	24	0,032	0,046	0,474	0,724
13	3,9 — 4,2	23	25	0,043	0,048	0,517	0,772
14	4,2 — 4,5	21	24	0,040	0,046	0,557	0,818
15	4,5 — 4,8	17	14	0,032	0,026	0,589	0,844
16	4,8 — 5,1	15	6	0,028	0,011	0,617	0,855
17	5,1 — 5,4	19	6	0,036	0,011	0,653	0,866
18	5,4 — 5,7	14	4	0,026	0,007	0,679	0,873
19	5,7 — 6,0	17	5	0,032	0,010	0,711	0,883
20	6,0 — 6,3	12	5	0,025	0,010	0,736	0,893
21	6,3 — 6,6	8	5	0,015	0,010	0,751	0,903
22	6,6 — 6,9	6	2	0,011	0,004	0,762	0,907
23	6,9 — 7,2	9	3	0,017	0,006	0,779	0,913
24	7,2 — 7,5	11	4	0,021	0,007	0,800	0,920
25	7,5 — 7,8	5	4	0,010	0,007	0,810	0,927
26	7,8 — 8,1	4	4	0,007	0,007	0,817	0,934
27	8,1 — 8,4	9	2	0,017	0,004	0,834	0,938
28	8,4 — 8,7	6	3	0,011	0,006	0,845	0,944
29	8,7 — 9,0	6	4	0,011	0,007	0,856	0,951
30	9,0 — 10,0	15	10	0,028	0,019	0,884	0,970
31	10,0 — 11,0	13	5	0,025	0,010	0,909	0,980
32	11,0 — 12,0	9	—	0,017	—	0,926	0,980
33	12,0 — 13,0	2	10	0,004	0,019	0,930	0,999
34	13,0 — 14,0	12	—	0,025	—	0,955	0,999
35	14,0 — 15,0	3	—	0,006	—	0,961	0,999
36	15,0 — 16,0	2	—	0,004	—	0,965	0,999
37	16,0 — 17,0	17	—	0,032	—	0,997	0,999
	Total :	527	527	—	—	0,997	0,999

Frecvența relativă a intervalelor este astfel o estimație absolut corectă a probabilității ca valorile conținuturilor determinate să aparțină intervalului dat. Pentru a vedea care este împrăștierea valorilor determinate în jurul celei medii este bine să studiem și distribuția frecvențelor cumulate.

În practică, datorită erorilor de măsurare a aparatelor de laborator, nu se determină de fapt valoarea reală a conținutului ci numai centrul de mărime a valorii lui. De aceea este util să se determine un anumit cîmp de toleranță pentru conținuturile date și probabilitatea ca valorile conținuturilor rezultate la diferitele probări să se găsească în cîmpul de toleranță în ipoteza că media conținuturilor determinate coincide cu mijlocul cîmpului de toleranță.

Dacă media de selecție se situează în intervalul de încredere atunci se consideră că procesul de producție se desfășoară normal, iar dacă se situează în afara intervalului înseamnă că au intervenit cauze accidentale.

Selecția este însă o parte a întregului și fiecare vagonet de minereu are șanse egale de a face parte din selecție, deci se vor putea face atîtea selecții cîte vagonete se extrag.

Se știe însă că particularitățile procesului de exploatare și organizare a producției miniere, fac destul de frecvente cazurile cînd vagonetele cu producție corespunzătoare sau necorespunzătoare sînt repartizate la întîmplare. În aceste condiții există pericolul ca selecția extrasă pentru probare să conțină, fie prea multe vagonete cu minereu necorespunzător, fie invers, astfel că selecția să nu fie reprezentativă pentru întregul lot.

De aceea sînt necesare experimentări la fiecare mină pentru a stabili mărimea intervalului de control în așa fel ca atunci cînd media de selecție se găsește în intervalul de control să fim siguri că valorile conținuturilor minereului probat se găsesc în interiorul cîmpului de toleranță.

Experimentări industriale

În vederea determinării elementelor primare pentru introducerea statisticii matematice în probarea minereurilor marfă, la una din minele Combinatului minier Baia Mare s-a probat întreaga producție.

Pentru aceasta s-a folosit stația de probare industrială existentă în cadrul exploatării (fig. 2). Întreaga producție a fost trecută prin stație, determinîndu-se greutatea și conținutul în metalele de bază ale minereului din fiecare vagonet.

Valorile absolute ale greutăților și cele procentuale ale conținuturilor în componenții principali (plumb, cupru, zinc) s-au trecut în tabele și pe baza acestora s-au repartizat valorile caracteristice în ordinea în care au ieșit vagonetele din mină, obținînd astfel graficul de timp care ne-a permis să scoatem în evidență modul cum se desfășoară procesul tehnologic în timp.

După aceea, în limitele intervalului de variație a fiecărei caracteristici, s-au format intervale

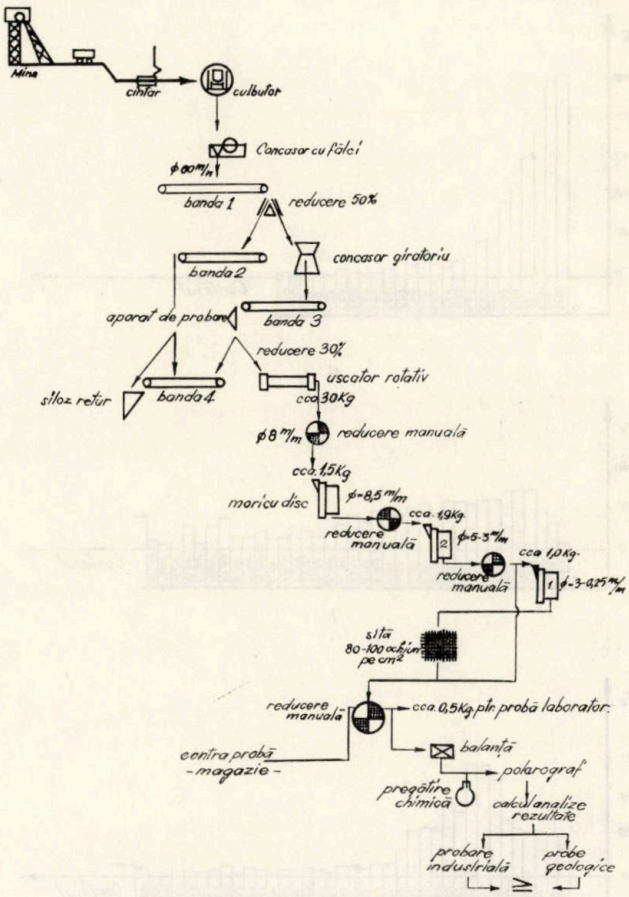


Fig. 2. Schema fluxului tehnologic și de prelucrare a probelor industriale.

mai mici (aproximativ egale cu erorile aparatelor folosite) în număr de 25 . . . 37, utilizînd pentru stabilirea numărului de intervale regula empirică după care, numărul intervalelor este aproximativ egal cu rădăcina pătrată a numărului de probe. Valorile probelor s-au repartizat în interiorul acestor intervale, obținîndu-se astfel distribuția lor empirică.

În tabela 2 redăm distribuția empirică a conținuturilor de 5,28% Pb și 3,44% Zn din lotul probat, iar în figura 3 se reprezintă grafic distribuțiile empirice și anume se dau histogramele frecvențelor absolute ale conținuturilor la elementele principale Pb, Cu, Zn. Dat fiind că estimația corectă a probabilității p, ca valorile conținuturilor determinate să aparțină intervalelor date, este precizată de frecvența relativă, adică de raportul între frecvența absolută și numărul determinărilor, s-au determinat în coloanele 5 și 6 ale tabelei 2 și aceste frecvențe.

Histogramele frecvențelor absolute sau relative ne furnizează primele indicații despre valoarea cea mai frecventă și despre împrăștierea valorilor conținuturilor determinate în jurul conținutului mediu.

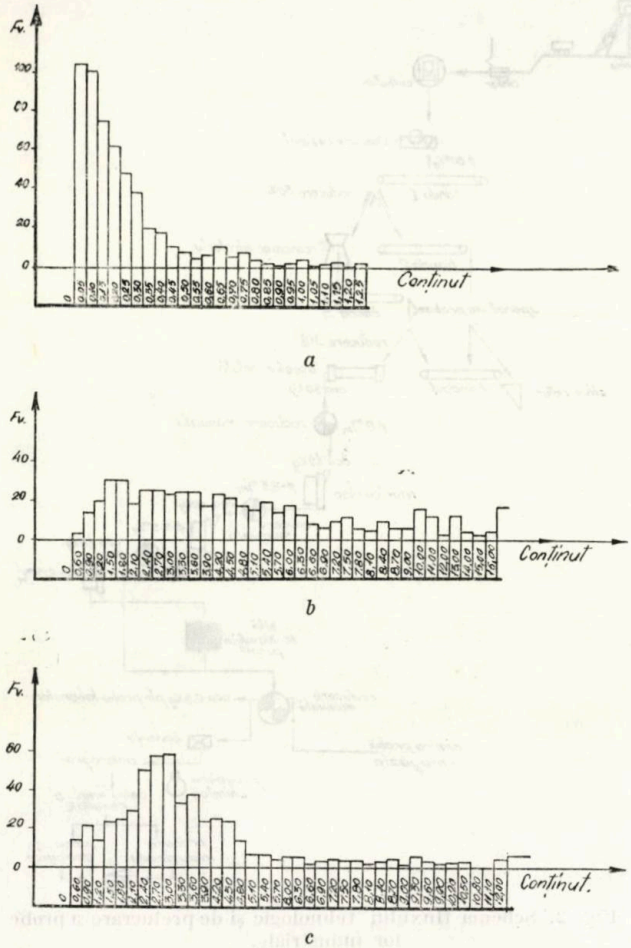


Fig. 3. Histograma frecvențelor absolute a conținuturilor la elemente principale :
a – cupru ; *b* – plumb ; *c* – zinc.

După aceea s-a determinat greutatea medie și conținutul mediu în fiecare element, făcînd media aritmetică a valorilor măsurate (greutăți) sau determinate (conținuturi) cu formula :

$$X = \frac{\sum_{i=1}^{i=n} X_i}{n},$$

în care :

X este valoarea medie a caracteristicii căutate ;
X_i — valoarea caracteristicii date din proba i ;
n — numărul vagonetelor probate.

S-au determinat apoi dispersiile pentru fiecare caracteristică măsurată, ca medie a pătratelor abaterilor pe care le-au avut valorile probelor din fiecare vagonet, față de valorile medii. În acest scop ne-am folosit de formula :

$$\sigma^2 = \frac{\sum_{i=1}^{i=n} (X - X_i)^2}{n - 1}.$$

Pe baza dispersiilor s-au calculat abaterile medii pătratice definite ca rădăcină pătratică a dispersiei σ^2 și amplitudinile împrăștierilor R ca diferențe între valorile cele mai mari X_{max} și valorile cele mai mici X_{min} ale caracteristicilor. În acest scop ne-am folosit de relația :

$$R = X_{max} - X_{min}.$$

În tabela 3 se redau, pentru lotul probat, dispersiile, abaterile medii pătratice și amplitudinile împrăștierii pentru greutate și conținuturile în cupru, plumb, zinc.

Tabela 3

Dispersiile, abaterile medii pătratice și amplitudinile împrăștierii pentru greutate și conținuturile în Cu, Pb și Zn

Nr. crt.	Caracteristicile împrăștierii	Greutate, kg	Cu, %	Pb, %	Zn, %
1	Dispersia, σ^2	0,0187	0,0454	22,54	5,40
2	Abaterea medie pătratică, σ	0,136	0,21	4,7	2,32
3	Amplitudinea împrăștierii, R	—	1,2	17	11,6

În continuare s-a urmărit determinarea preciziei probării în funcție de diferite medii de selecție (1 : 1 . . . 1 : 25). Pentru aceasta, din lotul probat în întregime s-au constituit loturile selectate, considerînd intervalul de selecție constant. Întrucît la extragerea unei selecții de ordinul n_s selecția poate începe cu vagonetul 1, 2, 3 . . . n_s s-au luat în considerare toate probabilitățile posibile, determinîndu-se în fiecare caz precizia probării.

Rezultatele calculelor de probabilitate pentru fiecare caracteristică a probării sînt redate procentual în tabela 4 pentru greutate, iar în tabelele 5, 6, 7 pentru elementele Cu, Pb și Zn.

Mediile selecțiilor trebuie însă privite ca variabile întîmplătoare care au anumite distribuții. Intervalele distribuțiilor celor patru elemente ale probării sînt redate în aceleași tabele.

Din tabelă rezultă că pe măsură ce numărul probelor ce compun selecția crește, mediile de selecție se grupează în jurul mediei tuturor probelor, ceea ce înseamnă că pozițiile limitelor de control (mărimea intervalului dintre abaterea în plus și cea în minus), depind de mărimea selecției și anume : cu cît selecția este mai mare cu atît intervalul de precizie a probării este mai mic.

Studiul a urmărit determinarea intervalului de selecție astfel încît rezultatele probării să se încadreze în limitele abaterilor admise ale metodelor de analiză.

Rezultatele calculelor privind precizia probării în funcție de media selecției pentru greutate *Tabela 4*

Nr. crt.	Selecția 1 din ...vag.	Probabilitatea																									Nr. cazurilor în care greutatea este			Abateri medii		Abateri maxime	
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	<100%	=100%	>100%	în plus	în minus	în plus	în minus
1	1/1	100																										1					
2	1/2	100	100																									2					
3	1/3	100	100	100																								3					
4	1/4	101	101	99	99																						2	—	2	1	1	1	1
5	1/5	101	100	99	99	101																					2	1	2	1	1	1	1
6	1/6	100	100	99	100	101	100																				1	4	1	1	1	1	1
7	1/7	101	100	99	99	100	100	101																			2	3	2	1	1	1	1
8	1/8	101	101	101	99	100	100	98	100																		2	3	3	1	1,5	1	2
9	1/9	99	100	99	103	102	99	99	99	100																	5	2	2	2,5	1	3	1
10	1/10	100	100	100	99	101	101	99	99	99	102																4	3	3	1,3	1	2	1
11	1/11	101	100	100	101	101	101	98	99	100	99	100															3	4	4	1	1,3	1,0	2
12	1/12	100	100	96	98	102	101	101	99	101	100	103	99														4	3	5	1,6	2,5	3	4
13	1/13	100	99	98	102	98	95	99	113	100	100	103	101	102													5	3	5	4,2	2,2	13,0	5
14	1/14	101	99	97	100	102	101	101	102	100	97	99	98	98	100												6	3	5	1,4	2,0	2	3
15	1/15	101	99	96	97	99	98	97	98	99	104	104	100	102	100	100											8	3	4	2,75	2,1	4	4
16	1/16	101	100	97	98	100	100	98	99	101	101	103	100	100	100	93	99										6	6	4	1,5	2,6	3,0	7,0
17	1/17	98	100	99	103	101	100	100	99	101	101	100	99	97	102	100	99	100									6	6	5	1,6	1,5	3	3
18	1/18	98	91	98	102	103	102	98	100	100	100	102	99	103	100	97	99	99	99								9	4	5	2,4	2,4	3	9
19	1/19	103	103	101	100	101	100	98	101	103	99	97	96	101	102	99	101	98	100	97							7	3	9	1,4	2,3	3	4
20	1/20	102	97	97	95	100	100	98	97	98	101	101	101	104	103	101	102	101	101	98	103						7	2	11	1,5	2,9	4,0	5,0
21	1/25	104	102	102	98	102	100	98	96	96	102	101	96	100	98	101	101	103	99	102	99	100	99	99	97	102	11	3	11	2,0	2,2	4,0	4,0

Rezultatele calculelor privind precizia probării în funcție de media de selecție pentru elementul cupru *Tabela 5*

Nr. crt.	Selecția 1 din ...vag.	Probabilitatea																									Nr. cazurilor în care conținutul metalic este			Abateri medii		Abateri maxime	
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	<100%	=100%	>100%	în plus	în minus	în plus	în minus
1	1/1	100																										1					
2	1/2	100	100																									2					
3	1/3	100	100	100																								3					
4	1/4	100	100	100	100																							4					
5	1/5	95	100	105	100	100																					1	3	1	5	5	5	5
6	1/6	100	105	100	100	95	100																				1	4	1	5	5	5	5
7	1/7	95	90	100	110	100	105	100																			2	3	2	7,5	7,5	10	10
8	1/8	100	105	105	100	100	100	95	95																		2	4	2	5	5	5	5
9	1/9	100	105	105	105	100	105	95	95	90																	3	2	4	5	6,6	5	10
10	1/10	85	100	105	110	105	100	105	105	95	95																3	2	4	6	8	10	15
11	1/11	90	95	90	100	115	120	120	90	100	100	90															5	3	3	18	9	20	10
12	1/12	95	115	100	105	95	90	105	100	105	100	95	100														4	4	4	7	6	15	5
13	1/13	90	95	95	120	120	115	110	95	90	90	100	85	110													5	1	7	11	10	20	15
14	1/14	95	90	90	110	110	115	100	90	95	110	105	105	100	105												5	2	7	8,5	8	15	10
15	1/15	75	100	105	110	90	95	100	110	100	115	110	105	110	95	95											5	2	8	8	10	10	25
16	1/16	95	105	110	115	115	110	100	85	105	95	100	85	95	95	80	100										7	3	6	10	10	15	20
17	1/17	85	110	85	95	80	75	105	90	115	105	115	130	115	105	80	115	110									7	—	10	10,5	14	30	25
18	1/18	115	125	115	110	90	105	70	95	85	90	95	100	105	125	110	95	105	100								7	2	9	12,8	12	25	30
19	1/19	90	110	75	80	85	120	110	100	105	65	105	75	75	130	110	135	135	105	105							7	1	11	15,4	18,5	35	35
20	1/20	85	100	110	110	110	110	105	110	95	105	80	90	115	120	105	125	105	110	95	85						6	1	13	10,7	11,6	25	20
21	1/25	80	100	105	90	85	95	125	110	125	115	90	105	135	120	120	105	100	115	95	100	85	85	90	75	85	11	3	11	17,3	12,1	35	25

Tabela 6

Rezultatele calculelor privind precizia probării în funcție de media de selecție pentru elementul plumb

Nr. crt.	Selecția 1 din ...vag.	Probalitatea																									Nr. cazurilor în care conținutul metalic este			Abateri medii		Abateri maxime	
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	<100%	=100%	>100%	în plus	în minus	în plus	în minus
1	1/1	100																										1					
2	1/2	98	101																								1	—	1				
3	1/3	103	99	97																							2	—	1	3	2	3	3
4	1/4	98	109	97	94																						3	—	1	9	3	9	6
5	1/5	95	111	100	94	96																					3	1	1	11	6	11	6
6	1/6	102	96	89	103	103	104																				2	—	4	3	7,5	4	11
7	1/7	101	90	102	100	102	98	101																			2	1	4	1,5	6	2	10
8	1/8	94	112	107	95	102	105	88	94																		4	—	4	6,5	7,2	12	12
9	1/9	90	92	84	119	108	101	99	99	103																	5	—	4	7,7	7,2	19	10
10	1/10	93	108	87	92	94	95	115	114	96	98																7	—	3	9	6,4	15	13
11	1/11	85	86	101	109	106	104	108	97	107	93	85															5	—	6	5,6	10,8	9	15
12	1/12	101	121	92	119	109	108	103	74	84	101	98	101														4	—	8	7,9	13,0	21	26
13	1/13	92	112	103	130	111	102	100	97	82	86	111	79	88													6	1	6	11	12,6	30	18
14	1/14	101	95	99	107	107	112	116	102	85	106	93	96	83	93												7	—	7	7,2	8,0	16	17
15	1/15	90	110	115	104	102	88	128	94	98	105	107	97	87	83	80											8	—	7	10,1	9,0	28	20
16	1/16	100	119	94	91	115	94	86	98	88	106	119	96	87	116	91	91										10	1	5	15	8,4	19	13
17	1/17	102	123	96	129	106	101	98	90	100	103	99	96	108	83	82	83	90									9	1	7	8	10,2	29	18
18	1/18	95	96	82	126	93	101	95	71	84	87	89	87	118	121	100	102	128	124								10	1	7	17,1	12,1	26	29
19	1/19	79	89	89	80	94	108	107	105	150	110	104	102	92	84	87	104	125	91	88							10	—	9	11,6	12,7	50	21
20	1/20	104	125	85	92	98	102	123	95	95	91	85	89	83	93	91	87	112	132	99	105						13	—	7	14,1	13,0	32	17
21	1/25	77	142	112	92	82	82	98	110	90	101	87	123	125	115	98	96	101	100	102	114	134	107	75	75	94	12	1	12	14,6	11,1	42	25

Tabela 7

Rezultatele calculelor privind precizia probării în funcție de media de selecție pentru elementul zinc

Nr. crt.	Selecția 1 din ...vag.	Proobabilitatea																									Nr. cazurilor în care conținutul metalic este			Abateri medii		Abateri maxime	
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	<100%	=100%	>100%	în plus	în minus	în plus	în minus
1	1/1	100																										1					
2	1/2	100	100																									2		3		3	
3	1/3	100	100	103																								2	1	3,0	1,5	3	2
4	1/4	100	103	98	99																						2	1	1	5,5	5,5	6	7
5	1/5	106	105	100	96	93																					2	1	2	6	6	5	8
6	1/6	96	92	100	105	100	103																				2	2	2	3	2,2	3	2
7	1/7	103	99	103	103	96	98	98																			4	—	3	2,3	4,2	4	6
8	1/8	102	104	94	96	96	101	97	100																		4	1	3	9	6,8	11	12
9	1/9	96	94	88	94	94	109	108	108	111																	5	—	4	8,6	6	13	11
10	1/10	113	112	98	89	89	100	94	101	99	95																6	1	3	8,6	5,5	14	12
11	1/11	99	97	109	103	114	94	98	99	91	88	90															8	—	3	4,1	8,7	5	18
12	1/12	100	99	105	104	102	105	86	82	98	103	104	102														4	1	7	6,3	7,1	10	11
13	1/13	94	102	110	112	89	90	191	108	110	99	106	94	100													6	1	6	6,3	6,6	4,4	10
14	1/14	94	98	101	103	101	103	111	112	101	107	102	87	85	88												5	—	9	12,4	7,2	24	13
15	1/15	103	94	96	88	94	124	122	106	107	92	93	96	92	96	87											10	—	5	8,3	13,5	13	6
16	1/16	111	113	94	91	95	92	89	102	100	95	108	96	98	112	104	100										8	2	6	15	10,9	34	31
17	1/17	100	97	103	121	134	125	97	102	97	99	106	69	83	87	83	87	92									10	1,0	6	22	8	26	20
18	1/18	88	88	80	95	92	100	98	89	98	100	98	86	90	93	122	125	112	126								12	2	4	12	17	23	34
19	1/19	87	116	113	113	123	117	95	114	105	116	106	107	111	79	82	66	83	84	88							8	—	11	8,5	6,6	26	15
20	1/20	110	126	106	88	95	96	104	98	108	92	117	101	89	98	85	102	96	103	92	98						11	—	9	12,7	7,7	26	18
21	1/25	94	93	92	82	87	99	110	87	90	96	94	108	108	92	90	116	119	126	104	100	125	99	103	108	87	14	1	10				

Pentru cazul în speță a rezultat că media de selecție pentru plumb este de ~ 10% (adică 1 la 10 vagonete); la zinc ~ 8,5% (adică 1 din 12 vagonete), iar la cupru ~ 7,7% (adică 1 din 14 vagonete).

Pentru ca probabilitatea probării să fie valabilă pentru toate elementele, se mai poate adopta media de selecție corespunzătoare plumbului.

Proba totală se mai poate obține și la încărcarea sau descărcarea minereului, extrăgînd din lotul de minereu, probele elementare la intervale egale, intervalele rezultînd din experimentări.

Exemplu: la un lot de 500 t minereu, cînd intervalul de selecție este 1 din 10 (10%) se va extrage pentru proba globală 50 t de minereu, luînd la încărcarea sau descărcarea minereului fiecare al 10-lea vagonet, cupa de graifăr, cupa de excavator etc., respectiv dacă selecția începe cu a cincea cupă, vagonet etc. se vor extrage în continuare cupele a 15-a, a 25-a, a 35-a ș.a.m.d., iar dacă selecția începe cu cupa a 3-a se extrag în continuare cupele a 13-a, a 23-a, a 33-a ș.a.m.d.

Numărul probelor elementare ce se extrag dintr-un lot dat N_m poate fi determinat din relația:

$$N_m = \frac{M}{m \cdot I},$$

în care:

M este masa lotului de probat;

m — masa de minereu ce se încarcă într-un vagonet sau cupa graifărului, ori excavatorului;

I — intervalul de selecție.

Dacă probele din minereu se iau pe timpul transportului cu benzi, numărul probelor elementare N_b se poate determina din relația următoare:

$$N_b = \frac{60\,M}{QI},$$

în care:

$Q = A \cdot \gamma \cdot V$ este debitul transportorului, t/h;

unde:

A este secțiunea materialului afînat, transportat, m^2;

γ — densitatea aparentă, t/m^3;

V — viteza de transport a benzii, m/s;

I — intervalul de selecție, min.

Mecanizarea operațiilor de probare

Controlul statistic al calității minereurilor impune (așa după cum rezultă din tabelele 5, 6 și 7) probarea a 5 ... 15% din totalul producției. Pentru analizele de laborator sînt necesare însă cantități mult mai mici, de ordinul sutelor de grame. Aceasta înseamnă că din cel puțin o tonă minereu să se extragă o probă omogenă de maximum 1 kg probă mare care se cere a fi redusă de peste 1 000 ori.

Reducerea manuală a acestei probe nu numai că ar necesita un timp apreciabil dar ar duce și la multe erori. Din această cauză se impune mecanizarea acestor operații. Primii pași în această direcție s-au și făcut realizîndu-se în cadrul cîtorva mine din R.S.R. stații de probare industrială. Fluxul tehnologic într-o astfel de stație este redat în figura 2.

Determinarea conținutului în componenți utili se realizează prin analize chimice, fizico-chimice și radiometrice.

În cadrul controlului statistic al producției un volum mare de muncă îl ocupă prelucrarea datelor obținute în urma probării.

Pentru elucidarea acestui lucru este de ajuns să arătăm că prelucrarea rezultatelor probării unui lot de 500 vagonete de minereu complex (Cu, Pb și Zn) impune între 10 000 și 100 000 operații, lucru ce necesită timp îndelungat, astfel că rezultatul probării nu mai folosește pentru dirijarea operativă a procesului tehnologic.

Reducerea timpului de prelucrare a datelor se poate realiza prin folosirea analizoarelor, pentru determinarea caracteristicilor statistice ale unui număr mare de probe, cum ar fi construirea mecanică a histogramei, distribuția conținuturilor, calculul mediei aritmetice etc.

Avantajele aplicării metodelor statistice în probarea minereurilor

Controlul statistic permite conducerii întreprinderii miniere să constate o serie de deficiențe care se manifestă prin variația mare a conținutului minereului extras de la o zi la alta și să dirijeze eforturile spre îmbunătățirea continuă a procesului tehnologic.

Numeroasele exemple de aplicare a metodelor statistice în alte ramuri de producție au dovedit că, controlul statistic poate deveni un instrument activ și prețios de dirijare a procesului de producție.

Într-un timp scurt de aplicare a metodelor de control statistic la o exploatare din cadrul Combinatului minier Baia Mare, s-a îmbunătățit cu peste 15% coeficientul de încărcare a vagonetelor cu minereu. De asemenea, producția s-a realizat mai ritmic, iar calitatea minereului a devenit mai constantă și s-a îmbunătățit față de cea planificată cu 6%. În aceste condiții cîștigul mediu al muncitorilor a crescut.

Un alt mare avantaj al controlului statistic constă în creșterea responsabilității controlorilor de calitate și a muncitorilor minieri pentru realizarea unei producții omogene și ritmice.

Controlul statistic pune, de asemenea, la dispoziția conducerii, datele necesare pentru aprecierea calității muncii echipelor de mineri putînd fi folosit și la completarea criteriilor de salarizare.

Studiul experimental al stării de solicitare la armăturile metalice cu profil clopot

Conf. ing. N. D. POPESCU
asist. ing. G. ELCZNER

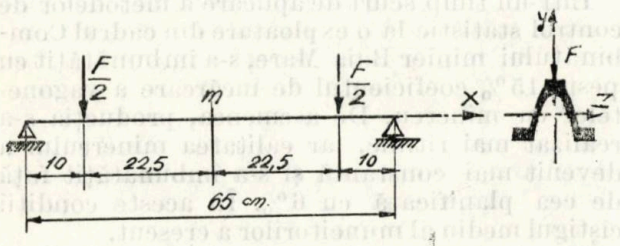
Folosirea oţelului ca material de susţinere în galeriile miniere este justificată de rezistenţa şi durata în serviciu mai mare a acestui material, în raport cu lemnul, folosit în trecut cu preponderenţă în acest scop.

Capacitatea portantă a armăturilor de susţinere este însă influenţată de mai mulţi factori, printre care şi forma profilului laminat, în ultimul timp folosindu-se pe scară tot mai largă profile jgheab şi clopot.

Criteriile ce stau la baza alegerii formei profilelor folosite la susţinerile miniere diferă de cele cunoscute în construcţiile metalice obişnuite, deoarece mărimea şi direcţia sarcinilor în subteran se determină cu foarte multă greutate şi nesiguranţă. În afară de aceasta, trebuie menţionat şi faptul că la dimensionarea armăturilor susţinerilor miniere nu se urmăreşte evitarea apariţiei deformaţiilor remanente, cauzate de depăşirea limitei de elasticitate, deformaţiile mari fiind acceptate în astfel de lucrări. Ca urmare, legea de distribuţie a eforturilor unitare pe secţiunea transversală a profilului nu se mai poate face pe cale teoretică ca în construcţiile metalice obişnuite şi în consecinţă forma profilului trebuie aleasă pe baza rezultatelor experimentale.

Pentru determinarea stării de solicitare în armăturile metalice cu profil clopot, ne-am propus să determinăm pe cale experimentală deformaţiile şi eforturile ce se nasc în astfel de armături, solicitate la încovoiere.

Cu toate că în realitate, pe lîngă solicitările de încovoiere apar şi solicitări de compresiune, lunecare şi răsucire, influenţa încovoierii asupra capacităţii portante a armăturilor este hotărîtoare.



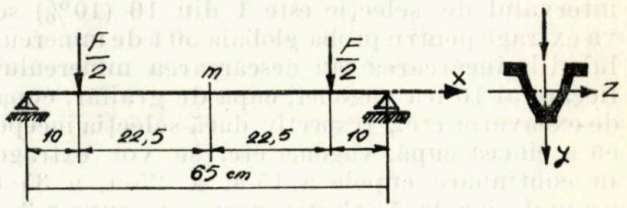
Incercarea A

Fig. 1.

Din această cauză, încercările s-au efectuat pe grinzi simplu rezemate, confecţionate din armături cu profil clopot, în lungime de 65 cm, solicitate la încovoiere, realizîndu-se două tipuri de încercări şi anume:

— încercarea *A*, în care grinda a fost aşezată cu deschiderea profilului în jos (fig. 1);

— încercarea *B*, în care grinda a fost aşezată cu deschiderea profilului în sus (fig. 2).



Incercarea B

Fig. 2.

În ambele cazuri sarcina aplicată a fost dirijată de sus în jos, iar deformaţiile s-au măsurat în secţiunea de la mijlocul grinzii (notată în fig. 1 şi 2 cu *m*), folosindu-se în acest scop traductoare electrice rezistive.

I. Determinarea curbei caracteristice a materialului (curba de etalonare)

Stabilirea eforturilor unitare, în secţiunea transversală a grinzilor încercate, pe baza deformaţiilor specifice măsurate cu ajutorul traductoarelor electrice rezistive, necesită cunoaşterea relaţiei fizice între eforturile unitare σ şi deformaţiile specifice ε.

Deoarece modulul de elasticitate longitudinal E variază o dată cu încărcarea, pentru măsurători de mare precizie, eforturile σ nu mai pot fi determinate cu ajutorul cunoscutei formule a lui Hooke:

$$\sigma = E\varepsilon. \qquad (1)$$

De aceea s-a stabilit pe cale experimentală o curbă de etalonare, ce reprezintă legătura dintre eforturi şi deformaţii, supunîndu-se la încercare epruvete extrase din aceleaşi armături, folosite la confecţionarea celor două grinzi, ce fac obiectul încercărilor *A* şi *B*.

Prima epruvetă etalon de secţiune dreptunghiulară (aria secţiunii fiind egală cu $1{,}45 \times 0{,}995 = 1{,}46$ cm^2) a fost solicitată la întindere, cu o forţă axială ce a variat în trepte de cîte 500 kgf. La fiecare treaptă de încărcare s-au măsurat lungirile specifice ε, cu ajutorul traductoarelor electrice rezistive, rezultatele încercărilor fiind date în tabela 1.

Tabela 1

Încercarea la întindere a probei etalon

F kgf	$10^{-6}\ \varepsilon$	$\sigma = \frac{F}{A}$ kgf/cm²	$10^6 E = \frac{\sigma}{10^{-6}\ \varepsilon}$ kgf/cm²
0	0	0	0
500	200	342	1,71
1 000	395	684	1,73
1 500	555	1 026	1,85
2 000	735	1 368	1,87
2 500	895	1 710	1,91
3 000	1 085	2 052	1,89
3 500	1 265	2 394	1,89
4 000	1 450	2 736	1,89
4 500	1 640	3 078	1,88
5 000	1 870	3 420	1,83
5 250	—	3 600	—

Se observă că modulul de elasticitate longitudinal E nu are o valoare constantă, el variind o dată cu creșterea sarcinilor, iar limita de curgere a oțelului corespunde efortului unitar normal $\sigma_c = 3\ 600$ kgf/cm².

A doua epruvetă etalon a fost solicitată la încovoiere, așa cum se arată în figura 3.

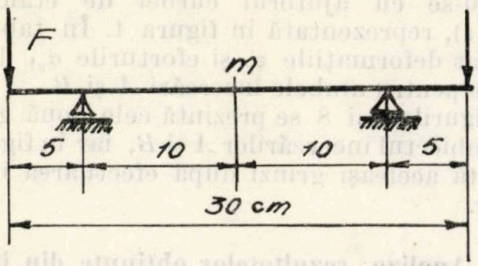


Fig. 3.

Epruveta a avut secțiunea transversală dreptunghiulară cu $b = 1{,}47$ cm și $h = 0{,}995$ cm, rezultînd deci $W = 0{,}241$ cm³.

Momentul încovoietor pe porțiunea dintre reazemele epruvetei fiind constant și egal cu $5\ F$, rezultă următoarea expresie pentru calculul efortului unitar normal în fibrele extreme ale secțiunii de mijloc, unde s-au măsurat și lungirile specifice ε_1 (în fibrele superioare) și scurtările specifice ε_2 (în fibrele inferioare), folosind în acest scop traductoarele electrice rezistive:

$$\sigma = \frac{M}{W} = \frac{5\ F}{0{,}241} = 10{,}37\ (2\ F)\ \text{kgf/cm}^2. \quad (2)$$

Rezultatele încercărilor sînt date în tabela 2.

Se constată că diferențele între lungirile și scurtările specifice, măsurate pentru fiecare treaptă de încărcare, sînt aproximativ egale, fapt pentru care s-au considerat drept deformație specifică ε (de întindere sau compresiune), media aritmetică a deformațiilor ε_1 și ε_2.

Tabela 2

Încercarea la încovoiere a probei etalon

$2F$ kgf	$10^{-6}\ \varepsilon_1$	$10^{-6}\ \varepsilon_2$	$10^{-6}\ \varepsilon = \frac{\varepsilon_1 + \varepsilon_2}{2}\ 10^{-6}$	$\sigma = 10{,}37\ (2F)$ kgf/cm²	$10^3 E = \frac{\sigma}{10^{-6}\varepsilon}$ kgf/cm²
0	0	0	0	0	0
36	215	225	220	373	1,70
65	395	385	390	675	1,73
106	595	585	590	1 100	1,87
146	800	800	800	1 510	1,89
184	1 000	1 000	1 000	1 910	1,91
223	1 215	1 211	1 213	2 310	1,90
262	1 440	1 430	1 435	2 720	1,89
311	1 705	1 705	1 705	3 210	1,89
334	1 900	1 880	1 890	3 500	1,85

Calculîndu-se modulul de elasticitate longitudinal E, pe baza rezultatelor obținute la încercarea de încovoiere a probei etalon, se observă că această caracteristică variază în același mod ca și cea determinată prin încercarea de întindere.

Cu perechile de valori σ și ε, determinate prin încercarea la încovoiere a probei etalon, s-a construit curba de etalonare (curba caracteristică) ce este reprezentată în figura 4. În

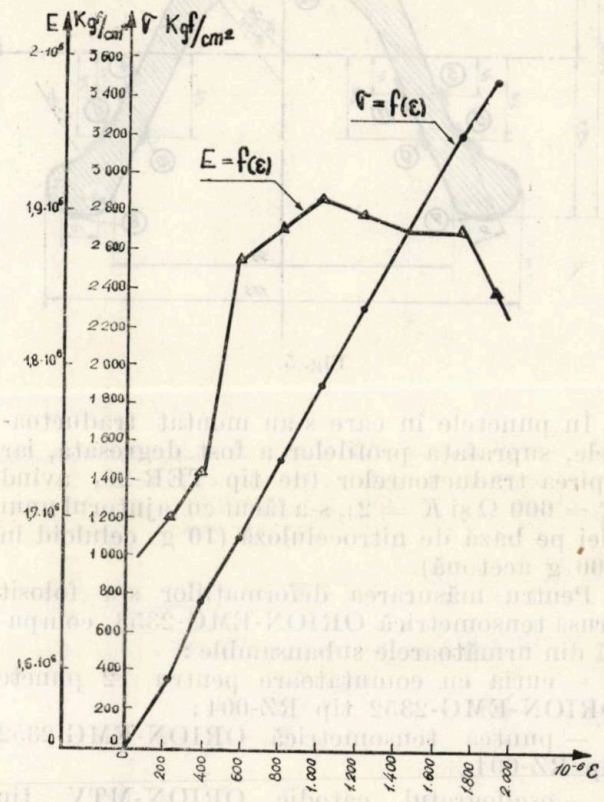


Fig. 4.

aceeași figură s-a reprezentat și variația modulului de elasticitate longitudinal E, funcție de deformațiile specifice ε.

Curba de etalonare $\sigma = f(\varepsilon)$ va fi folosită la determinarea eforturilor unitare σ în grinzile ce fac obiectul încercărilor A și B.

II. Încercarea grinzilor cu profil clopot

Pentru măsurarea deformațiilor specifice, în secțiunea de mijloc m a grinzilor ce fac obiectul încercării A (fig. 1) și a încercării B (fig. 2) s-au montat 12 traductoare electrice rezistive, conform schemei reprezentată în figura 5.

Traductoarele notate cu 0, 1, 2, 3, 4, 7, 8, 9, 10 și 12 au avut baza paralelă cu axa grinzii (axa X), astfel că deformațiile măsurate cu aceste traductoare au reprezentat lungirile și scurtările specifice ε_x, în timp ce traductoarele notate cu 5, 6 și 11, avînd baza perpendiculară pe direcția X, au furnizat deformațiile specifice ε_y.

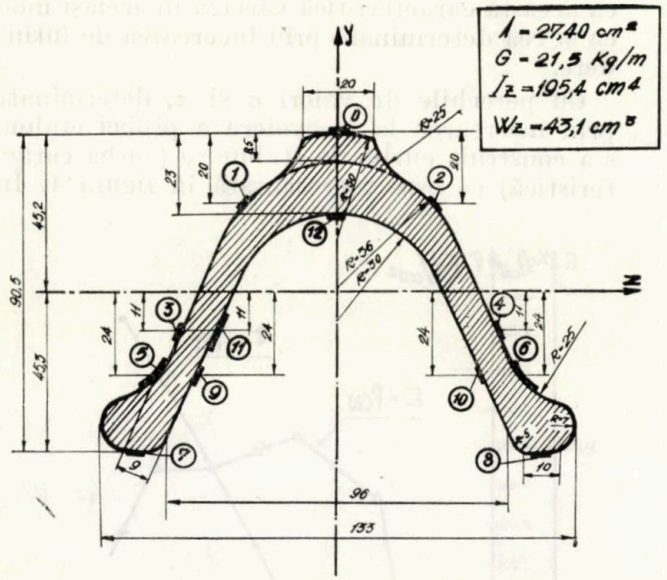


Fig. 5.

În punctele în care s-au montat traductoarele, suprafața profilelor a fost degresată, iar lipirea traductoarelor (de tip TER-20, avînd $R = 600\ \Omega$ și $K = 2$), s-a făcut cu ajutorul unui clei pe bază de nitroceluloză (10 g celuloid în 100 g acetonă).

Pentru măsurarea deformațiilor s-a folosit trusa tensometrică ORION-EMG-2353, compusă din următoarele subansamble :

— cutia cu comutatoare pentru 12 puncte ORION-EMG-2352 tip RZ-004 ;

— puntea tensometrică ORION-EMG-2352 tip RZ-004 ;

— osciloscraful catodic ORION-MTV tip 1578/E ;

— cablul de legătură ORION-EMG-2353-2 tip RZ-004-2.

Încercările s-au efectuat la presa universală de 300 t, forțele concentrate F aplicîndu-se în trepte de cîte 5 t.

Instalația tensometrică, presa și grinda încercată se pot vedea în figura 6.

Deformațiile specifice ε_x și eforturile unitare σ_x, obținute pentru cele două tipuri de încer-

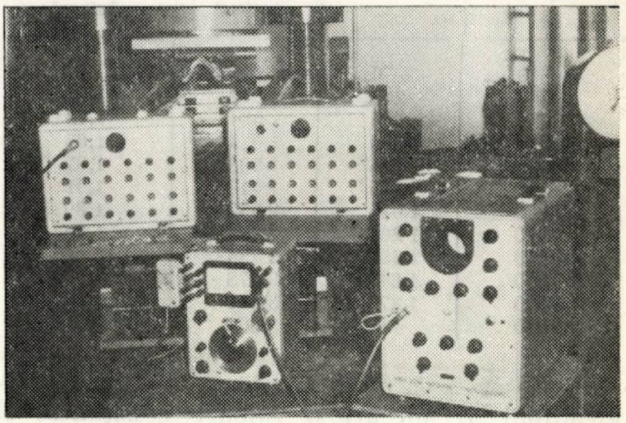


Fig. 6.

cări, sînt date în tabela 3 (pentru încercarea A) și în tabela 4 (pentru încercarea B), determinarea eforturilor unitare σ_x, pe baza deformațiilor specifice ε_x (furnizate de puntea tensometrică) făcîndu-se cu ajutorul curbei de etalonare $\sigma = f(\varepsilon)$, reprezentată în figura 4. În tabela 5 s-au dat deformațiile ε_y și eforturile σ_y, determinate pentru ambele încercări A și B.

În figurile 7 și 8 se prezintă cele două grinzi ce fac obiectul încercărilor A și B, iar în figura 9 se arată aceleași grinzi după efectuarea încercărilor.

III. Analiza rezultatelor obținute din încercarea A

Așa cum era de așteptat, eforturile unitare normale σ_x, pentru fiecare treaptă de încercare, sînt maxime în punctele 0,7 și 8, adică în

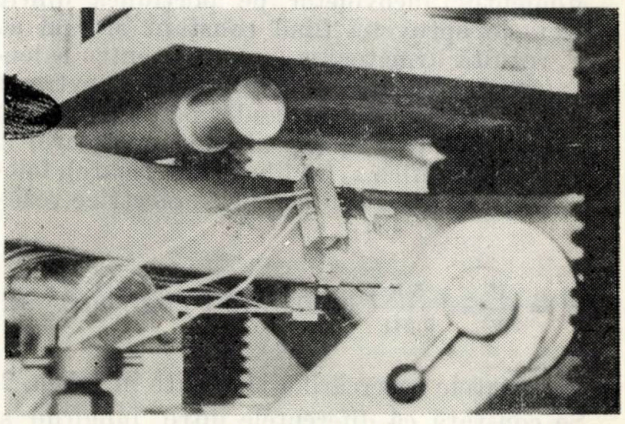


Fig. 7.

fibrele cele mai îndepărtate de axa centrală z. În aceste fibre eforturile σ_x ating valoarea limitei de curgere ($\sigma_c = 3\ 600$ kgf/cm ^{2}) aproxi-

Tabela 3

Deformațiile specifice ε_x și eforturile unitare normale σ_x rezultate din încercarea A.

F, tone	pct. 0		pct. 1 și 2		pct. 3 și 4		pct. 7 și 8		pct. 9 și 10		pct. 12		d cm
	$10^{-6}\varepsilon_x$	σ_x kgf/cm²	$10^{-6}\varepsilon_x$	σ_x, kgf/cm²	$10^{-6}\varepsilon_x$	σ_x, kgf/cm²	$10^{-6}\varepsilon_x$	σ_x, kgf/cm²	$10^{-6}\varepsilon_x$	σ_x, kgf/cm²	$10^{-6}\varepsilon_x$	σ_x, kgf/cm²	
0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	13,17
5	−310	−570	−142	−210	+60	+90	+335	+630	+200	+330	−150	−220	13,17
10	−580	−1080	−300	−530	+102	+160	+582	+1085	+345	+650	−260	−430	13,17
15	−845	−1590	−432	−850	+155	+230	+842	+1585	+490	+960	−380	−775	13,17
20	−1100	−2100	−572	−1070	+202	+320	+1097	+2090	+635	+1160	−500	−965	13,17
25	−1310	−2480	−655	−1200	+255	+420	+1345	+2540	+780	+1460	−585	−1090	13,17
30	−1525	−2870	−807	−1510	+302	+535	+1572	+2960	+915	+1720	−685	−1250	13,17
35	−1740	−3250	−915	−1720	+360	+700	+1782	+3320	+1052	+2000	−780	−1460	13,17
40	−1980	−3600	−1042	−1980	+397	+790	+2040		+1205	+2300	−895	−1700	13,17
45	−2205		−1152	−2190	+445	+870	+2295		+1340	+2530	−1020	−1920	13,17
50	−2415		−1395	−2640	+502	+970	+2605		+1520	+2860	−1200	−2270	13,17
55	−2825		−1675	−3150	+625	+1150	+3097		+1845	+3420	−1455	−2740	13,17
60	−3410		−2002		+845	+1590	+3942		+2370		−1705	−3210	13,17
65	−5735		−5895		+3770		+6780		+6760		−5510		13,25

mativ în același timp și anume atunci cînd rezultanta F a celor două forțe exterioare se apropie ca valoare de 40 t.

Pentru această valoare a forței F, în celelalte puncte eforturile normale sînt mult inferioare limitei de curgere, ceea ce arată că profilul nu corespunde unei secțiuni de egală rezistență.

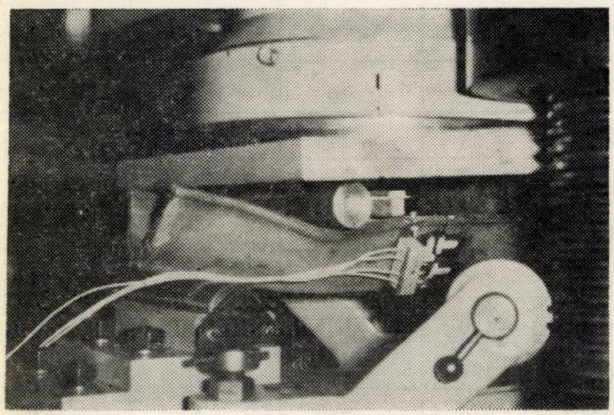


Fig. 8.

Cu toate că în fibrele extreme, pentru valori ale forței F mai mari de 40 t, s-a depășit limita de curgere, deformațiile specifice ε_x cresc oarecum proporțional cu sarcina exterioară, atîta timp cît în celelalte puncte nu s-a ajuns la limita de curgere. Numai după ce limita de curgere a fost depășită în toate punctele, deformațiile specifice ε_x (în toate punctele) cresc în mod brusc, ceea ce se întîmplă atunci cînd $F = 65$ t.

Se constată că distanța d, măsurată între două repere montate pe fețele inferioare ale celor două aripi ale profilului, rămîne nemodificată

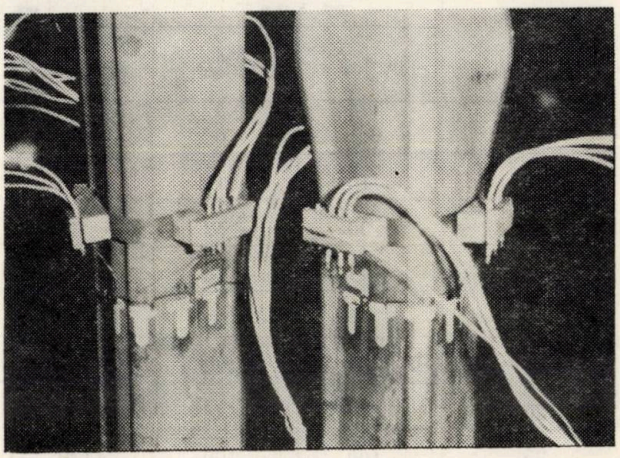


Fig. 9.

pînă în momentul cînd forța F devine egală cu 65 t.

Deci, capacitatea portantă a grinzii, ce face obiectul încercării *A*, este de 65 t.

Analizînd deformațiile ε_y și eforturile σ_y, măsurate în punctele 5, 6 și 11, se constată că ele nu sînt egale cu zero, cum se presupune în

teoria încovoierii pure, astfel că se poate trage concluzia că între fibrele longitudinale se produc presiuni reciproce, capabile să dea naştere la eforturi unitare σ_y. Punctele 5 şi 6 găsindu-se pe feţele exterioare ale aripilor profilului, iar punctul 11 pe faţa interioară şi eforturile măsurate în aceste puncte fiind eforturi de compresiune de valori diferite, rezultă că în cele două

Tabela 4

Deformaţiile specifice ε_x şi eforturile unitare normale σ_x rezultate din încercarea B

F, tone	pct. 0		pct. 1 şi 2		pct. 3 şi 4		pct. 7 şi 8		pct. 9 şi 10		pct. 12		d, cm
	$10^{-6}\varepsilon_x$	σ_x kgf/cm²	$10^{-6}\varepsilon_x$	σ_x kgf/cm²	$10^{-6}\varepsilon_x$	σ_x kgf/cm²	$10^{-6}\varepsilon_x$	σ_x kgf/cm²	$10^{-6}\varepsilon_x$	σ_x kgf/cm²	$10^{-6}\varepsilon_x$	σ_x kgf/cm²	
0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	13,17
5	+ 340	+ 640	+ 200	+ 330	− 102	− 160	− 350	− 655	− 165	− 240	+ 135	+ 200	13,17
10	+ 420	+ 830	+ 345	+ 650	− 165	− 240	− 600	−1120	− 290	− 510	+ 270	+450	13,19
15	+ 890	+1690	+ 490	+ 960	− 225	− 360	− 885	−1690	− 410	− 820	+ 390	+ 770	13,19
20	+1145	+2180	+ 620	+1145	− 300	− 530	−1150	−2200	− 540	−1020	+ 510	+1000	13,21
25	+1420	+2680	+ 767	+1450	− 380	− 775	−1430	−2710	− 675	−1235	+ 620	+1140	13,22
30	+1670	+3145	+ 915	+1720	− 440	− 860	−1690	−3190	− 802	−1500	+ 750	+1390	13,23
35	+1960	+3590	+1060	+2015	− 515	−1000	−2005		− 955	−1990	+ 880	+1680	13,25
40	+2230		+1205	+2300	− 620	−1140	−2315		−1160	−2200	+ 990	+1880	13,27
45	+2445		+1300	+2455	− 830	−1570	−2435		−1170	−2230	+1000	+1900	13,28
50	+6700		+4500		−3850		−6800		−4460		+5100		13,30

Tabela 5

Deformaţiile specifice ε_y şi eforturile unitare normale σ_y determinate experimental

F, tone	încercarea A				încercarea B			
	pct. 5 şi 6		pct. 11		pct. 5 şi 6		pct. 11	
	$10^{-6}\varepsilon_y$	σ_y, kgf/cm²	$10^{-6}\varepsilon_y$	σ_y, kgf/cm²	$10^{-6}\varepsilon_y$	σ_y, kgf/cm²	$10^{-6}\varepsilon_y$	σ_y, kgf/cm²
0	0	0	0	0	0	0	0	0
5	− 10	− 17	− 30	− 52	− 85	−145	+ 80	+ 135
10	− 30	− 52	− 40	− 68	− 90	−153	+150	+ 220
15	− 47	− 80	− 60	− 90	−122	−204	+225	+ 360
20	− 57	− 97	− 90	−153	−150	−220	+290	+ 510
25	− 72	−123	−100	−160	−180	−305	+360	+ 700
30	− 87	−148	−115	−195	−197	−335	+435	+ 850
35	−100	−160	−130	−200	−210	−350	+490	+ 960
40	−122	−204	−165	−240	−175	−275	+580	+1080
45	−137	−233	−185	−310	− 45	− 76	+550	+1040
50	−165	−240	−205	−345				
55	−215	−355	−260	−430				
60	−302	−535	−400	−800				
65	−1752	−3270	−2205					

aripi se produce o compresiune excentrică, rezultanta forței de compresiune avînd punctul de aplicație în interiorul sîmburelui central.

Și aceste eforturi cresc o dată cu mărirea forței F, însă valorile lor sînt mult inferioare limitei de curgere. Numai în momentul cînd forța F devine egală cu capacitatea portantă a grinzii (65 t) deformațiile ε_y și eforturile σ_y cresc brusc, ajungîndu-se și în aceste puncte la limita de curgere.

În restul punctelor, eforturile rămîn mult sub limita de curgere, la această încercare, însă la treapta de încărcare corespunzătoare lui $F =$ $= 50$ t, în toate punctele se produce o creștere bruscă a deformațiilor și eforturilor care depășesc limita de curgere.

Distanța d nu mai rămîne însă nemodificată, ca în cazul încercării A, ceea ce arată că aripile profilului sînt supuse la o solicitare de încovoiere laterală. Acest lucru este pus în evidență și de

Tabela 6

Eforturile unitare normale σ_x calculate cu formula lui Navier și abaterile acestora față de cele deduse pe cale experimentală, rezultate din încercarea A

F tone	pct. 0		pct. 1 și 2		pct.3 și 4		pct. 7 și 8		pct. 9 și 10		pct. 12	
	σ_x, kgf/cm²	Dif., %	σ_x, kgf/cm²	Dif., %	σ_x, kgf/cm²	Dif., %	σ_x kgf/cm²	Dif., %	σ_x, kgf/cm²	Dif., %	σ_x, kgf/cm²	Dif., %
0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
5	−578	+ 1,38	− 297	+29,20	+141	+36,20	+580	− 8,65	+307	−7,50	−284	+22,50
10	−1156	+ 6,55	− 594	+10,75	+282	+43,30	+1160	+ 6,45	+614	−5,85	−568	+24,30
15	−1734	+ 8,23	− 891	+ 4,62	+423	+45,60	+1740	+ 8,95	+921	−4,25	−852	+ 9,05
20	−2312	+ 9,20	−1188	+10,00	+564	+43,40	+2320	+ 9,90	+1228	+5,55	−1136	+15,05
25	−2890	+14,20	−1485	+19,20	+705	+40,05	+2900	+12,40	+1535	+4,90	−1420	+23,20
30	−3468	+17,20	−1782	+15,25	+846	+36,50	+3480	+14,90	+1842	+6,65	−1704	+26,60
35			−2079	+17,25	+987	+29,10			+2149	+6,95	−1988	+26,60
40			−2376	+16,70	+1128	+30,00			+2456	+6,35	−2272	+25,40
45			−2673	+18,10	+1269	+31,40			+2763	+8,45	−2556	+24,90
50			−2970	+11,10	+1410	+31,10			+3070	+6,85	−2840	+20,00
55			−3267	+ 3,58	+1551	+24,90			+3370	−1,46	−3124	+12,20
60			−3574	−	+1692	+ 6,05					−3408	+ 5,80
65					+1833	−						

În tabela 6 s-au dat eforturile unitare normale σ_x, calculate cu formula lui Navier, pentru fiecare punct în care s-au măsurat deformațiile ε_x. De asemenea s-au dat și diferențele (în procente) dintre valorile acestor eforturi și cele determinate pe cale experimentală. Se constată că, în general, eforturile măsurate pe cale experimentală sînt mai mici decît cele obținute teoretic cu ajutorul formulei lui Navier.

IV. Analiza rezultatelor obținute din încercarea B

Și în acest caz, eforturile unitare normale σ_x, pentru fiecare treaptă de încărcare, sînt maxime în fibrele extreme (pct. 0,7 și 8), atingînd însă limita de curgere la treapta de încărcare corespunzătoare lui $F = 35$ t, adică la o valoare mai mică a solicitării decît în cazul încercării A.

rezultatele măsurătorilor efectuate în punctele 5, 6 și 11, care sînt date în tabela 5.

Astfel, se constată că eforturile σ_y au valori negative în punctele situate pe fețele exterioare ale aripilor profilului și valori pozitive pe fețele interioare, ceea ce arată clar că aripile sînt solicitate la încovoiere laterală.

Din această cauză, grinda ce face obiectul încercării B are o capacitate portantă de numai 50 t, adică cu 23% mai mică decît cea pe care a avut-o aceeași grindă, cînd a fost solicitată după schema de încercare A.

În tabela 7 se compară eforturile σ_x calculate cu formula lui Navier, cu cele obținute pe cale experimentală. Se observă că, în general, eforturile calculate teoretic sînt mai mari decît cele măsurate experimental. Numai pentru anumite valori ale forței F, într-o serie de puncte, situația se prezintă invers.

Tabela 7

Eforturile unitare normale σ_x calculate cu formula lui Navier şi abaterile acestora faţă de cele deduse pe cale experimentală, rezultate din încercarea B

F. tone	pct. 0		pct. 1 şi 2		pct. 3 şi 4		pct. 7 şi 8		pct. 9 şi 10		pct. 12	
	σ_x kgf/cm²	Dif., %	σ_x kgf/cm²	Dif., %	σ_x kgf/cm²	Dif., %	σ_x kgf/cm²	Dif., %	σ_x kgf/cm²	Dif., %	σ_x kgf/cm²	Dif., %
0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
5	+ 578	−10,70	+ 297	−11,20	−141	−13,45	− 580	−12,90	− 307	+20,18	+ 284	+29,50
10	+1156	+28,20	+ 594	− 9,45	− 282	+14,90	−1160	+ 3,45	− 614	+17,00	+ 568	+20,80
15	+1734	+ 2,54	+ 891	− 7,75	− 423	+14,90	−1740	+ 2,87	− 921	+11,00	+ 852	+ 9,60
20	+2312	+ 5,70	+1188	+ 3,62	− 564	+ 5,15	−2320	+ 5,17	−1228	+17,00	+1136	+11,95
25	+2890	+ 7,25	+1485	+ 2,35	− 705	−10,00	−2900	+ 6,55	−1535	+19,50	+1420	+19,65
30	+3468	+ 9,35	+1782	+ 3,47	− 846	− 4,03	−3480	+ 8,25	−1842	+18,60	+1704	+18,00
35			+2079	+ 3,08	− 987	− 1,32			−2149	+ 7,35	+1988	+15,50
40			+2376	+ 3,20	−1128	− 1,06			−2456	+10,45	+2272	+17,20
45			+2673	+ 8,15	−1269	−23,8			−2763	+19,25	+2556	+25,80
50			+2970		−1410				−3070		+2840	

Concluzii

1. Oţelul folosit la confecţionarea armăturilor cu profil clopot are caracteristici elastice inferioare celor corespunzătoare mărcii indicate de fabrica constructoare, iar modulul de elasticitate longitudinal E variază în funcţie de solicitare.

2. Cele două tipuri de încercări A şi B, corespunzînd cazului cînd armăturile folosite pentru susţinerea galeriilor miniere sînt aşezate fie cu deschiderea profilului spre interiorul galeriei (încercarea A) fie cu deschiderea profilului spre rocă (încercarea B) rezultă că în cazul al doilea (profilul aşezat cu deschiderea spre rocă) capacitatea portantă a armăturilor scade cu circa 23%. Aceasta se datoreşte faptului că la o astfel de solicitare, aripile profilului clopot sînt solicitate la încovoiere laterală, ceea ce face ca profilul să-şi piardă stabilitatea mult mai repede decît în cazul aşezării inverse a profilului.

3. În ambele cazuri, eforturile iau valori diferite pe secţiunea transversală, ceea ce arată că profilul clopot nu se comportă ca o secţiune de egală rezistenţă. Este deci posibil să se obţină o capacitate portantă mai mare, dacă se modifică forma profilului, astfel încît să se obţină o secţiune de egală rezistenţă.

Experimentarea modelării electrice a pompelor de mină și reglarea lor cu ajutorul unei instalații de acționare în carcasă

Dr. ing. **D. ANDREI**

În articolul *Modelarea electrică și reglarea instalațiilor miniere de pompare în condiții de laborator* s-a demonstrat teoretic și grafic posibilitatea înlocuirii experimentărilor de la o instalație de pompare cu experimentări pe un model electric analog în condiții de laborator.

În materialul de față vom da un exemplu practic, realizat de autor în laboratorul de electrotehnică al Institutului de mine din Leningrad, la o instalație de acționare în cascadă cu momentul constant la axul principal.

Schema electrică a instalației respective este redată în figura 1.

În schema dată se includ următoarele agregate:

MA — motor asincron cu rotorul bobinat tipul AK-51/6, 1,7 kW, 905 rot/min, 220/350 V, 8,5/5 A, folosit ca motor primar de acționare al cascadei;

G — generator de curent continuu cu excitație separată de 3 kW, 440 V, 9,5 A, 600 rot/min, excitație 220 V folosit ca mașină de sarcină ce imită pompa centrifugă;

TG — tahogenerator de 0,12 A, 110 V, 1 900 rot/min, plasat pe același ax cu *MA* și *G*;

GA — generator asincron, cu aceleași caracteristici ca *MA*;

M — motor de curent continuu de 1,6 kW, 220 V, 10 A, 1 000 rot/min, folosit pentru transformarea puterii de alunecare primite de la R_2 în putere mecanică cedată axului lui *GA*;

R_1 — redresor cu seleniu 220 V, 10 A, necesar pentru asigurarea tensiunii contrare U_c, ce imită înălțimea geodezică de refulare a pompei;

R_2 — redresor cu seleniu 380 V, 20 A, necesar pentru transformarea tensiunii alternative de la inelele lui *MA* în tensiune continuă pentru alimentarea lui *M*;

Rp_1 Rp_2 — reostate de pornire pentru *MA* și *GA*.

Instalația de mai sus ne permite să demonstrăm în ce măsură se pot imita și studia caracteristicile unei instalații de pompare cu ajutorul

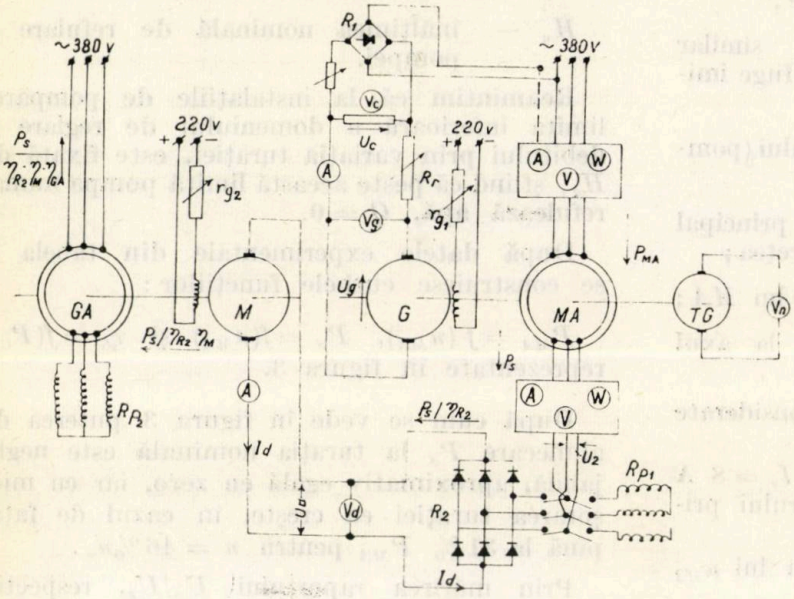


Fig. 1. Schema electrică de reglare în cascadă.

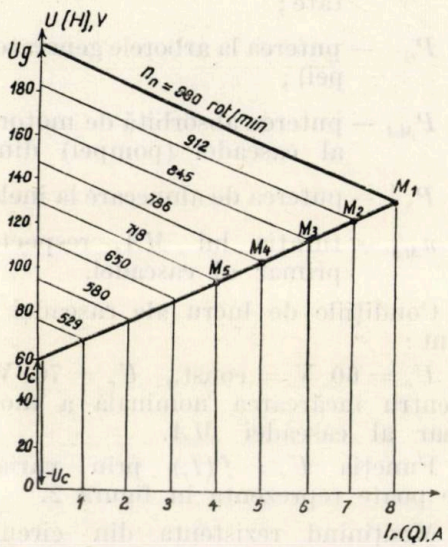


Fig. 2. Caracteristica mecanică a cascadei electrice din figura 1 pentru diferite turații ale motorului primar *MA*

unei instalații electrice cu interdependența analogă între caracteristicile sale [1, 2].

Pentru imitarea unei instalații de pompare cu înălțime geodezică fixă de refulare, s-a introdus în circuitul exterior al generatorului *G* o tensiune contraelectromotoare U_c constantă [*1, 2.*] Astfel tensiunea rezultată din circuitul exterior

Tabela 1

n_{MA} rot/min	U_e V	I_r A	U_d V	I_d A	P_{MA} W	P_S W	P_G W	η_G
980	70	8	0	0	1600	0	1040	0,65
948	66	7,5	4	6	1560	40	950	0,62
912	61	7	6	12	1510	112	850	0,61
880	57	6,5	9	13	1470	166	760	0,575
845	53	6	12	14	1450	216	680	0,545
812	48	5,5	15	14	1380	254	590	0,52
786	43	5	16	14	1320	282	515	0,48
746	39	4,5	17,5	15	1300	325	450	0,45
718	35	4	20	16	1280	352	380	0,415
650	26	3	23	15	1240	410	260	0,33
580	17	2	24	14	1150	456	154	0,245
524	8	1	26	14	1080	480	68	0,127
453	0	0	28	14	950	50	0	0

al generatorului va fi

$$U_e = U_g - U_c. \qquad (1)$$

Prin variația turației motorului primar al cascadei *MA* și respectiv al generatorului *G* (care imită pompa) se obține o serie de curbe pentru caracteristicile $U_e = f(I_r)$, $\eta_G = f(P_G)$, $P_{MA} = f(n_{MA})$ și $P_S = f(n_{MA})$ în care am notat cu :

I_r — curentul în circuitul rotoric a lui *G*, a cărui variație imită variația debitului unei pompe centrifuge ;

η_G — randamentul generatorului, similar randamentului pompei centrifuge imitate ;

P_G — puterea la arborele generatorului (pompei) ;

P_{MA} — puterea absorbită de motorul principal al cascadei (pompei) din rețea ;

P_S — puterea de alunecare la inelele lui *MA* ;

n_{MA} — turația lui *MA*, respectiv la axul primar al cascadei.

Condițiile de lucru ale cascadei considerate sînt :

$U_c = 60$ V = const., $U_e = 70$ V, $I_r = 8$ A pentru încărcarea nominală a motorului primar al cascadei *MA*.

Funcția $U_e = f(I_r)$ prin variația lui n_{MA} se poate reprezenta în figura 2.

Menținînd rezistența din circuitul rotoric constantă R_r = const., excităm motorul de curent continuu *M* ; ca urmare, apare o tensiune suplimentară la inelele rotorului motorului asincron *MA* și turația acestuia se micșorează și deci tensiunea la bornele generatorului *G* scade proporțional cu turația. Tot proporțional cu turația scade și sarcina I_r.

Prin aceasta punctul de lucru M_1 (fig. 2) al mașinii *G* se deplasează la stînga pe dreapta $\Delta u = f(I_r)$, care imită variația rezistenței rețelei de refulare în funcție de debit la o instalație de pompare. Astfel se imită reglarea debitului și a înălțimii de refulare a unei pompe centrifuge prin variația turației acesteia.

Turația arborelui principal al cascadei se măsoară cu voltmetru V_n, racordat la bornele tahogeneratorului *TG* (fig. 1).

Puterea de alunecare ce apare la inelele rotorului lui *MA* crește invers proporțional cu turația acestuia și este transformată în putere mecanică de *M* după ce în prealabil tensiunea alternativă a fost transformată în tensiune continuă cu ajutorul redresorului R_2.

Grupul *GA-M* se rotește cu turație constantă și transformă din nou puterea de alunecare primită la axul său în putere electrică pe care o cedează rețelei de alimentare, diminuată cu pierderile de transformare respective.

Prin funcționarea cascadei după schema din figura 1 se calculează tabela 1 pentru cazul R_r = const. și $U_c = 60$ V = const., adică în cazul instalației de pompare imitate pentru :

$$H_g = \frac{100 \cdot 60}{60 + 70} = 46\,\% \, H_n$$

unde :

H_g este înălțimea geodezică de refulare și

H_n — înălțimea nominală de refulare a pompei.

Reamintim că la instalațiile de pompare, limita inferioară a domeniului de reglare a debitului prin variația turației, este fixată de H_g, știind că peste această limită pompa numai refulează apă, $Q = 0$.

După datele experimentale din tabela 1 se construiesc curbele funcțiilor :

$P_{MA} = f(n_{MA})$, $P_S = f(n_{MA})$ și $\eta_G = f(P_G)$, reprezentate în figura 3.

După cum se vede în figura 3 puterea de alunecare P_S la turația nominală este neglijabilă, aproximativ egală cu zero, iar cu micșorarea turației ea crește, în cazul de față, pînă la 31 % P_{MA} pentru $n = 46\,\% n_n$.

Prin mărirea raportului U_n/U_c, respectiv H_n/H_g, domeniul de reglare crește. Prin aceasta creșterea puterii de alunecare se micșorează spre limita inferioară de reglare, dar puterea consumată din rețea P_{MA} scade mai brusc decît la începutul perioadei de reglare.

Puterea generatorului antrenat P_G este egală cu puterea mecanică la axul primar al carcasei. O dată cu mărirea alunecării motorului principal *MA*, P_G scade și atinge valoarea zero prin echilibrarea tensiunilor electromotoare din circuitul rotoric al lui *G*, respectiv cînd $U_g = U_c$.

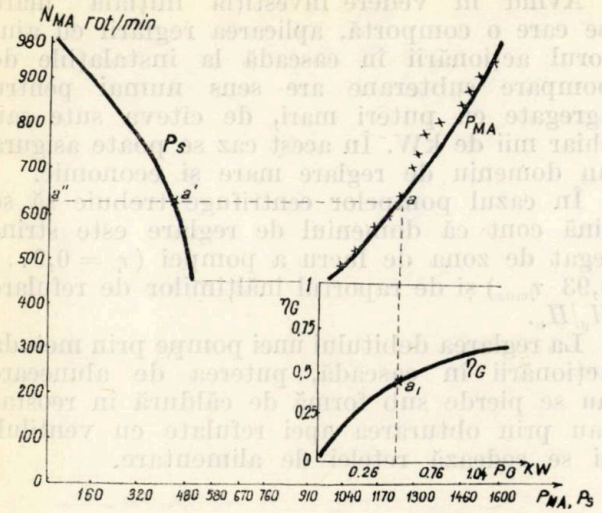


Fig. 3. Caracteristicile $P_{MA} = f(n_{MA})$, $P_S = f(n_{MA})$ şi $\eta_G = f(P_G)$ ale instalaţiei electrice din fig. 1.

În figura 3 este dat, de asemenea, randamentul generatorului G, respectiv al pompei imitate, pentru diferite turaţii ale axului principal. Acest randament reprezintă de fapt raportul puterii P_G faţă de puterea mecanică transmisă de MA lui G.
Astfel,

$$\eta_G = \frac{P_G}{P_{mec}} = 975 \frac{I_r \cdot U_g}{M_s \cdot n} \qquad (2)$$

Înlocuind pe :

$$U_g = U_e + U_c \text{ şi}$$
$$n = n_s (1 - S)$$

obţinem :

$$\eta_G = 975 \frac{I_r (U_e + U_c)}{M_s \cdot n_s (1 - S)}. \qquad (3)$$

Momentul static M_s se poate determina după formula :

$$M_s = \left[M_0 + (1 + M_0) \frac{n}{n_s} \right] M_n, \qquad (4)$$

unde

M_0 este momentul rezistent iniţial ;
n_s şi n — sînt turaţia sincronă şi turaţia momentană, corespunzătoare condiţiilor de lucru date, ale motorului principal MA ;
M_n — momentul nominal al motorului, egal în punctul de funcţinare cu momentul rezistent.

Dacă se consideră momentul rezistent iniţial al lui G egal cu 20% M_n atunci :

$$M_s = \left[0{,}2 + (1 + 0{,}2) \frac{n}{n_s} \right] M_n = (1 - 0{,}8S) M_n. \qquad (5)$$

Curba funcţiei $\eta_G = f(P_G)$ din figura 3 a fost calculată prin înlocuirea lui (5) în (3), pentru diferite valori date alunecării S. Se observă că această curbă imită destul de bine curba randamentului unei pompe centrifuge.

În regimul nominal de lucru η_G are valoare maximă, iar cu micşorarea turaţiei, respectiv cu mărirea alunecării, η_G scade mai puţin la început, iar cu mărirea domeniului de reglare se apropie mai brusc de valoarea zero, pe care o atinge cînd $U_c = U_g$, respectiv la pompe, cînd $H_g = H_n$.

Dacă, de exemplu, din figura 3 vrem să aflăm pentru o anumită turaţie a lui MA, fie pentru 630 rot/min, ce valori corespund pentru P_S, P_{MA}, P_G şi η_G ducem din punctul de pe ordonată corespunzător turaţiei 630 rot/min o dreaptă paralelă la axa abscisei, care întîlneşte curba $P_S = f(n_{MA})$ în punctul a' şi curba $P_{MA} = f(n_{MA})$ în punctul a, iar din punctul a coborîm o perpendiculară pe axa abscisei care la rîndu-i intersectează curba $\eta_G = f(P_G)$ în punctul a_1. Abscisele punctelor a' şi a din sistemul de coordonate $[P_{MA}(P_S); n_{MA}]$ reprezintă valorile căutate pentru P_S şi respectiv P_{MA}, iar coordonatele punctului a_1 din sistemul $[P_G; \eta_G]$ reprezintă tocmai valorile mărimilor P_G şi η_G. Pentru exemplul dat $P_S = 424$ W, $P_{MA} = 1\,226$ W, $P_G = 443$ W şi $\eta_G = 0{,}45$.

Rezultate analoge s-ar fi obţinut şi în cazul cînd în locul generatorului G ar fi funcţionat o pompă centrifugă, deşi curbele din figura 3 ar fi fost puţin diferite de cele figurate pentru G, ca urmare a faptului că momentul rezistent al pompei este reprezentat de o parabolă şi nu de o dreaptă cum este în cazul generatorului de curent continuu cu excitaţie separată.

Puterea de alunecare P_S la inelele colectoare ale lui MA este :

$$P_S = n_s \cdot S \cdot M_s,$$

iar la bornele lui M aceasta se diminuează cu randamentul redresorului R_2, avînd valoarea :

$$P_S = \frac{U_d \cdot I_d}{\eta_{R2}}.$$

După cum se vede şi din tabela 1, în cazul exemplului considerat, randamentul redresorului cu seleniu R_2 este destul de mic, ceea ce face ca o parte importantă din P_S să se piardă în R_2.

Folosirea redresoarelor cu siliciu sau germaniu în locul celor cu seleniu ar fi condus la ridicarea randamentului instalaţiei.

CONCLUZII

După cum s-a văzut mai sus şi în lucrarea [2], studierea variaţiei parametrilor de lucru ai instalaţiilor de pompare subterane în condiţii reale de exploatare duce la o serie de com-

plicații și prejudicii, care în general duc la renunțarea verificării științifice asupra funcționării eficiente a acestor instalații.

Ideea modelării electrice a instalațiilor miniere de pompare și studierea lor în condiții de laborator, procedeu care se poate extinde și la alte instalații, își va aduce contribuția necesară la cercetarea funcționării raționale a instalațiilor electromecanice miniere.

Pentru funcționarea cît mai rațională, cît mai eficientă, a unei instalații, este necesar să se acorde atenția cuvenită reglării parametrilor de lucru ai instalației respective. Procedeul de reglare ales joacă un rol hotărîtor în eficiența economică a reglării funcționării unei instalații.

În exemplul dat s-a studiat modelarea și reglarea pompelor de mină cu ajutorul unei acționări în cascadă în condiții de laborator. Aplicația de mai sus este mai mult didactică, punîndu-ne la dispoziție în primul rînd metodologia unei experimentări pe model, alegerea procedeului de reglare fiind arbitrară, demonstrativă.

De aceea datele experimentale obținute în condiții de laborator pe modelul electric dat nu pot pretinde la aprecierea cantitativă a rezultatelor, ele putînd însă foarte bine oglindi atura calitativă a fenomenelor ce au loc în nstalația modelată.

Avînd în vedere investiția inițială mare pe care o comportă, aplicarea reglării cu ajutorul acționării în cascadă la instalațiile de pompare subterane are sens numai pentru agregate cu puteri mari, de cîteva sute sau chiar mii de kW. În acest caz se poate asigura un domeniu de reglare mare și economic.

În cazul pompelor centrifuge trebuie să se țină cont că domeniul de reglare este strîns legat de zona de lucru a pompei ($\eta = 0{,}9 \ldots 0{,}93\ \eta_{max}$) și de raportul înălțimilor de refulare H_g/H_n.

La reglarea debitului unei pompe prin metoda acționării în cascadă, puterea de alunecare nu se pierde sub formă de căldură în reostat sau prin obturarea apei refulate cu ventilul, ci se cedează rețelei de alimentare.

BIBLIOGRAFIE

[1] Andrei D. *Cercetarea reglării automate a instalațiilor de evacuare a apelor de mină.* Lucrare de disertație. Leningrad 1965.

[2] Andrei D. *Modelarea electrică și reglarea instalațiilor miniere de evacuare a apelor de mină.* Revista Minelor nr. 10, 1967.

[3] Andrei D. *Automatizarea și reglarea instalațiilor de evacuare a apelor de mină.* Sesiunea tehnico-științifică a ICEMIN, București, 1966.

Știri

— În 1966 producția de concentrate de staniu și staniu metal s-a ridicat în Indonezia la 12 200 t și respectiv 1 625 t. Rezervele de staniu metal în zăcămintele de casiterită din această țară, sînt evaluate la circa 1 mil. Indonezia a produs în anul 1966 și 75 000 t nickel. Rezervele principale de minereu de nickel se află în regiunile Pomala și Tandjoeng Pakar (arhipelagul Celebes), fiind estimate la circa 5 mil. t. minereu lateritic (cu un conținut de 1—3% Ni) exploatabile la suprafață.

În Noua Guinee (Irianul de vest) s-a pus în evidență un zăcămînt de nickel și cobalt cu rezerve de circa 75,5 mil.

Producția de bauxită a scăzut la 550 000 t în 1966 (600 000 t în 1965) și aceea de cărbune la 400 000 t în 1966.

Producția de aur este de mică importanță (156 kg în 1966).

— Noua Caledonie a produs în 1966, 2 765 500 t minereu de nickel cu un conținut de 2,8—3% Ni, industria metalurgică realizînd în aceeași perioadă 20 272 t nickel metal. Principalul importator fiind Japonia (1 119 853 t minereu în 1966).

— R. P. Polonă a produs în anul 1966, 39 800 t cupru electrolitic, 193 000 t zinc metal, 55 200 t aluminiu și 476 500 t sulf.

— S.U.A. au produs în anul 1966 circa 489 mil. t cărbune (cărbuni bituminoși și lignit) cu 23 mil. t mai mult ca în 1965, din care circa 45 mil. t au fost exportate.

— Ultimele date asupra zăcămîntului de gaze naturale descoperit în regiunea Tomsk din U.R.S.S., indică rezerve de ordinul a 4×10^{12} m³ gaze. Începînd cu anul 1970 acest zăcămînt va alimenta regiunea industrială din Kusbass.

— Anglia a produs în 1966, 13,9 mil. t (față de 15,6 mil. t în 1965) minereu de fier, în aceeași perioadă a importat 16,2 mil. t (5 mil. t din Suedia, 2,2 mil. t din Canada, etc.).

— În U.R.S.S. producția de minereu de fier a crescut cu 7 mil. t în anul 1966 față de 1965 atingînd 160 mil. t. Un mare zăcămînt cu rezerve de circa 1,5—2 mil. t și un conținut de 60% Fe a fost descoperit aproape de Belgorod între Harcov și Kursk. Zăcămîntul are grosimi care variază între 35 și 100 m.

— În statul Colorado (S.U.A.), o rețea de 22 foraje, însumînd 24 000 m, a pus în evidență un zăcămînt de molibden (0,45% MoS_2). Se estimează existența a 236 mil. t minereu din care 154 mil. t probate și 82 mil. t probabile.

Se prevede săparea unui puț de cercetare de 716 m și punerea în exploatare cu o capacitate de 30 000 t/zi de minereu brut și 23 000 t/an molibden metal.

— În Australia aproape de Kambalda o serie de 4 foraje au pus în evidență un dom cu perimetru de 21 km, mineralizat cu sulfură de nickel. Zăcămîntul are o grosime medie de 10 m, este dispus în 30 și 180 m de suprafață și are un conținut de 6% Ni.

(Anales des Mines iunie 1967)

DOCUMENTARE

Hvostikov, G. E. **Dirijarea acoperișului prin surpare completă în cazul primei prăbușiri în condiții stabile ale rocilor înconjurătoare.** Ugol Ukrainî, nr. 5, 1967, p. 8—9.

Se analizează cauzele surpărilor accidentale într-un abataj frontal dintr-un strat cu grosimea de 1,8 m de la mina nr. 21, Trustul Snejnean-antracit — în timpul primei prăbușiri, la distanța frontului de lucru de circa 20—30 m.

S-a constatat că în cazul de la mina amintită cauza acestor surpări a fost acoperișul direct compus din roci stabile cu tendințe spre atîrnare.

De aceea abatajele din Donbass s-au împărțit, din punctul de vedere al coperișului direct în trei grupe, în funcție de raportul între acoperișul direct și grosimea stratului stabilind, în felul acesta, trei grupe cu coeficienții λ.

Experiența într-un abataj cu front de 260 m, utilat cu combina IK-52 S și transportor SP-63, a arătat că amplasarea scaunelor de prăbușire de tipul OKU în formă de șah a permis o utilizare economică a dirijării acoperișului prin surpare.

Realizările prin această metodă au fost:

— creșterea producției cu 20,1%;
— mărirea productivității muncii cu 18,2%;
— reducerea prețului de cost cu 13,9%;
— reducerea lucrărilor cu volum mare pe 1 000 t cu 18,4%.

Perskis, G. S. ș. a. **Cercetarea regimului de funcționare a complexului OMKT la mina nr. 40** Ugol Ukrainî, nr. 5, 1957, p. 9—10.

Cercetarea regimului de lucru al complexului OMKT de la mina nr. 40 K, de la Trustul Selidovugol, unde se exploatează un strat de 3 m grosime cu intercalație de șist argilos, cu înclinare de 10—14°, cu un front de lucru de 100 m, a arătat că presiunea rocilor în abataj nu este uniformă.

S-a mai constatat că acțiunea rocilor din acoperiș asupra susținerii se poate împărți în patru perioade:

I — înțepenirea susținerii cu efect de turtire a acoperișului;
II — creșterea presiunii pe stîlpul susținerii din cauza tasării rocilor;
III — creșterea bruscă a presiunii pe stîlp în cazul mutării secției vecine de susținere;
IV — presiunea la scoaterea uleiului din stîlp și mutarea secțiilor.

Pe baza observațiilor și măsurătorilor cu aparatul SPD s-a construit diagrama presiunilor rocilor în funcție de perioadele respective ale fazelor din regimul de lucru.

Totodată s-au înregistrat și presiunile din diferite puncte ale abatajului, constatîndu-se că cele mai mari sînt în mijlocul abatajului și cele mai mici către galeriile de aeraj și de transport. Stîlpii secțiilor susținerii lucrează în zona cedării elastice.

Pe de altă parte s-a mai constatat că în comparație cu susținerea în lemn, presarea cărbunelui în cazul complexului OMKT este mai redusă, deoarece presiunea rocilor este preluată de susținere și în felul acesta lungimea consolei rocilor se reduce.

Salinov, N. A. ș. a. **Criteriile eficacității lucrărilor de abataj și determinarea lor.** Ugol Ukrainî, nr. 5, 1967, p. 23—24.

La minele Trustului Pervomaiskugol se analizează lucrările de abataj din punctul de vedere al următoarelor criterii:

— intensitatea lucrului mașinii de extragere;
— coeficientul de eficacitate a schemei tehnologice de lucru;

— coeficientul lucrului util al abatajului.

Făcînd comparaţia realizării acestor criterii cu diferite maşini de extracţie se deduce că producţia medie zilnică se poate determina potrivit următoarei formule :

$$D \text{ zilnic (24 h)} = p \cdot c \cdot S \cdot t \cdot n \cdot K_e$$

în care :

p este productivitatea stratului, t/m^2 ;
c — coeficientul de recuperare ;
S — indicator de tăiere (avansare pe lăţimea de extragere) ;
t — timpul de lucru al abatajului în decurs de 24 h ;
n — numărul de maşini de extragere, care lucrează simultan ;
K_e — coeficientul de lucru util în abataj.

Pe baza acestor studii reiese eficienţa combinelor cu braţ scurt de extragere, trecerea de la metoda cu rambleiere la metoda de exploatare cu surpare şi a organizării ştiinţifice a muncii, limitînd la maximum avariile maşinilor şi lipsa de vagonete goale.

În felul acesta s-a obţinut mărirea producţiei din abataj cu circa 19 % şi creşterea productivităţii muncii cu circa 5 %.

T k a c i, V. I. **Relativ la aprecierea economică a metodelor de combatere a erupţiilor de cărbune şi de gaze.** Ugol Ukraini, nr. 5, 1967, p. 37—39.

Autorul constată că la o serie de mine se folosesc mai multe metode de combatere a erupţiilor de cărbune şi gaze, efectul tehnic fiind acelaşi.

Sînt cunoscute următoarele metode de combatere eficientă a erupţiilor de cărbune şi gaze :

— torpilarea masivului de cărbune ;
— forarea sondelor premergătoare de drenaj ;
— împuşcarea camufletică de zguduire ;
— spălarea hidraulică a masivului de cărbune.

Dintre metodele indicate de combatere, metoda cu torpilare este cea mai scumpă, implicînd mai multe operaţii : forarea sondelor, transportul explozivului, împuşcarea încărcăturilor, restabilirea susţinerii etc.

Din tabelele 1 şi 2, precum şi din diagramele expuse reiese că cheltuielile pentru executarea torpilării sînt ridicate şi variază în funcţie de o serie de factori printre care şi interdependenţa între diametrul sondelor şi cheltuielile necesare (amortizarea troliilor de forare, lungimea sondelor etc.).

Curbele arată în ce limite se pot varia, în mod raţional, parametrii respectivi.

Părerile expuse în articol au importanţă pentru alegerea metodei de combatere, ştiind că costul ei se răsfrînge asupra preţului de cost. În felul acesta se stabileşte metoda cea mai potrivită pentru condiţiile geologico-miniere.

E g o r o v, V. P. ş. a. **Experienţa trecerii minei Iujnaia la săptămîna de lucru de cinci zile.** Gornii Jurnal, nr. 6, 1967, p. 10 — 11.

Se face o analiză comparativă a regimurilor de lucru cu săptămîna continuă de lucru şi cu săptămîna cu cinci zile de lucru a şapte ore pe schimb (3 schimburi) de la minele Iujnaia şi Gigant-Glubokaia din bazinul Krivoi Rog.

În doi ani de experimentare la mina Iujnaia a regimului de lucru cu cinci zile în trei schimburi de lucru a şapte ore, s-a constatat că indicii tehnico-economici s-au îmbunătăţit potrivit următoarei situaţii :

— volumul de lucru din abataje şi preţul de cost pe o tonă de minereu la gura rostogolului, în cazul regimului cu cinci zile de lucru pe săptămînă, se reduce mai intensiv (se vede în diagrama respectivă) ;
— producţia medie zilnică a crescut cu circa 11 %, iar preţul de cost a scăzut cu circa 4,7 % ;
— productivitatea muncii a crescut cu 3,3 %.

Noul regim de cinci zile a creat condiţii normale de întreţinere a utilajului şi de ridicare a calificării angajaţilor, mărindu-se numărul celor care frecventează şcolile cu circa 24 %.

K a ţ, R. M. **Experienţa minerilor din Pişminsk în vederea reducerii diluţiei minereului.** Gornii Jurnal, nr. 6, 1967, p. 12—14.

Se expune experienţa exploatării minereului complex de cupru şi alte metale de la mina Pişminsk cu aplicarea sistemului de planificare, aprecierea activităţii şi premierea potrivit cantităţii de metal în minereul extras.

Drept criterii principale care determină activitatea minei şi a sectoarelor sînt luate tonele de metal în minereu şi costul lui.

Indicatorii relativi la cantitatea de minereu în tone şi costul ei sînt prevăzuţi în plan şi se urmăresc, dar ei nu reprezintă criteriul pentru aprecierea activităţii minei.

Se mai prevede încă un indicator — îndeplinirea planului de tendinţe a lucrărilor miniere — aceasta pentru a limita tendinţa de forţare a exploatării blocurilor de minereu mai bogate.

Se dă un tabel de premiere a personalului tehnico-ingineresc cu diferite cote de premiere pentru depăşirea planului de conţinut în metal.

S-a stabilit pentru muncitori o metodă mai complexă de premiere pentru depăşirea conţinutului de metal în minereul extras, diferenţiind procentele de conţinut şi de premiere, în funcţie de categoriile de muncitori : mineri, muncitori de la transport, muncitori de la luarea probelor, zilieri etc.

O deosebită atenţie se dă urmăririi producţiei pe orizonturi în funcţie de grosimea zăcămîntului.

Într-un tabel recapitulativ se dau rezultatele obţinute în intervalul de la 1964 pînă în 1966.

Experienţa poate fi folosită şi de alte întreprinderi de exploatare a minereurilor.

T r e b u k o v, A. L. **Mărirea eficienţei rambleului întăritor** Gornii Jurnal, nr. 6, 1967, p. 20—23.

Se arată că rambleul întăritor lărgeşte domeniul aplicării metodelor de exploatare cu camere şi stîlpi, graţie reducerii pierderilor de minereu în pilierii lăsaţi şi reducerii pericolului de surpări a acestora, precum şi a rocilor acoperitoare.

Pentru obţinerea acestor rezultate este necesar să se formeze rambleul din sterilul preparaţiilor din haldă arsă, steril proaspăt şi din var într-o proporţie care se stabileşte în funcţie de condiţiile miniero-geologice ale zăcămîntului, de metoda de exploatare şi de condiţiile de lucru ale materialului artificial de rambleiere.

Din tabelele prezentate se vede ce importanţă are coeficientul de coeziune activă pentru rezistenţa rambleului, care este de la 25—30 pînă la 60—70, iar uneori pînă la 100 kgf/cm^2.

S-a mai stabilit că adăugirea varului în proporţie de 10—15 % măreşte rezistenţa la compresiune cu 20—25 %.

Trebuie subliniat că, creşterea rezistenţei în procesul de întărire este în funcţie de timp, şi anume, după şase luni rezistenţa creşte de 1,4—1,5 ori.

S m i r n o v, A. A. ş. a. **Experienţa aplicării împuşcării de conturare la mina Maiak.** Gornii Jurnal, nr. 6, 1967, p. 35—39.

Se analizează condiţiile de împuşcare în diferite roci cu coeficient de tărie de la $f = 3$ pînă la $f = 10$ după Protodiakonov cu scopul de a realiza economic profilul optim.

Experienţele de la mina Maiak au dovedit că o serie de factori ca : natura rocilor, numărul de găuri, adîncimea găurilor, mărimea şi caracterul încărcăturii concentrate şi dispersate, coeficientul de apropiere a găurilor, adică raportul între distanţa între găuri şi anticipantă, dar mai ales amplasarea găurilor de conturare, au o importanţă hotărîtoare asupra rezultatelor fizico-mecanice şi economice ale împuşcării.

În tabelele respective de indici tehnico-economici şi de consumuri de muncă, de materiale şi de alte servicii sînt date rezultatele care permit a trage următoarele coocluzii:

1. La executarea lucrărilor miniere în roci cu stabilitate slabă şi medie este raţional să se aplice împuşcarea de conturare, care asigură realizarea unui profil necesar si reducerea acţiunii dăunătoare a împuşcării asupra masivului înconjurător.

2. Aplicarea încărcăturilor dispersate şi a încărcăturilor cu spaţii intermediare înelare între cartuşe îmbunătăţeşte conturarea lucrărilor miniere, reduce zona deformaţiilor plastice şi formarea crăpăturilor în masivul de roci.

Ca rezultat al aplicării judicioase a măsurilor preconizate se obţin economii importante, de exemplu în cazul betonării, pînă la 40 ruble/m de lucrare.

* * * **Raţionalizarea minelor de cărbuni din Europa**
Mines et Métalurgie, mai 1967.

În ceea ce priveşte concentrarea minelor s-au realizat progrese importante În zona pieţei comune, de la 475 mine existente în anul 1953 s-a ajuns la 215 în anul 1966, iar în Anglia de la 1 000 mine în 1947 s-a ajuns la 440 mine în anul 1966.

În acelaşi timp s-au extins eforturile în domeniul mecanizării totale a producţiei. În 1965 în zona pieţei comune peste 70% din producţie se extrăgea complet mecanizat, iar în Anglia acest procent a crescut de la 79% în 1965 la 84% în anul 1966.

Se tratează concentrarea numerică a minelor separat pentru Belgia, R.F.G., Franţa, Olanda, Italia şi Anglia.

* * * **Vom putea întreprinde exploatarea minieră a lunei?**
Mines, **22**, nr. 127/1967.

Articolul tratează cîteva aspecte foarte interesante care se vor pune mineritului în condiţiile de pe lună. Se descriu pregătirile care se fac în laborator pentru punerea la punct a unor instalaţii de foraj lejere, pentru adîncimi de 457 m, ateliere portative pentru analizat şi şlefuit probe de roci, etc. Se tratează unele aspecte pe care le ridică problema folosirii explozivilor în condiţiile de imponderabilitate.

* * * **Ieri — Astăzi — Mîine**
Mines, **22**, nr. 127, 1967.

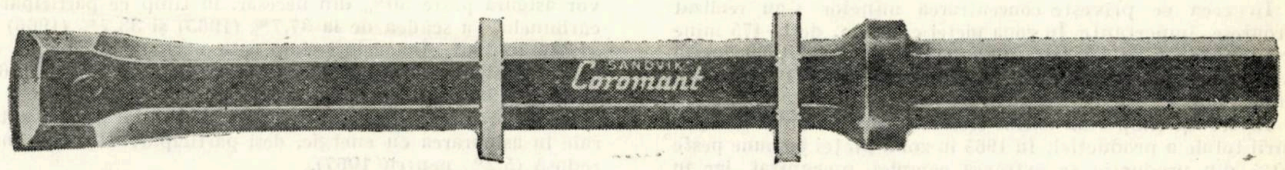
Articolul tratează problemele existente în asigurarea cu energie a Europei. În zona pieţei comune se apreciază că pentru anul 1967, 50% din energie va trebui importată. Se prevede că în balanţa energetică produsele petrolifere vor asigura peste 50% din necesar, în timp ce participarea cărbunelui va scădea de la 37,7% (1965) şi 33,7% (1966) la 31,3% în 1967. În acelaşi timp cota parte a producţiei de cărbune asigurată pe piaţa comună, care era de 33,8% (1965) şi 30% (1966) va scădea la 27,7% în 1967.

Se remarcă o creştere continuă a contribuţiei gazelor naturale în asigurarea cu energie, deşi participarea lor este încă redusă (5,2% pentru 1967).

Articolul tratează aspectele generale privind ţările socialiste (care folosesc complex rezervele de combustibil dezvoltînd continuu producţia de cărbune) şi dificultăţile existente în America de Sud.

REVISTA MINELOR organ al Ministerului Minelor şi al Consiliului Naţional al Inginerilor şi Tehnicienilor din Republica Socialistă România—Redacţia şi administraţia, Bucureşti, str. General Budişteanu nr. 11 bis, Raionul 16 Februarie, telefon 15. 15. 40. Revista este editată de Oficiul de documentare şi publicaţii tehnice al Ministerului Minelor. Abonamentele se fac la administraţia revistei. Instituţiile pot achita abonamentele pentru biblioteci şi cabinetele tehnice în contul nostru de virament 024002. B.N. a Republicii Socialiste România, Filiala 30 Decembrie. Tarif pentru întreprinderi: 100 lei anual; tarif pentru muncitori, tehnicieni şi ingineri: 30 lei anual. Costul unui exemplar 5 lei. Tiparul I.P. „Informaţia" str. Brezoianu 23—25, Bucureşti, c. 5928

Trei argumente puternice pentru folosirea sfredelelor monobloc Sandvik Coromant



Plăcuţele de carbură de tungsten, foarte larg dimensionate, asigură un mare metraj de găuri de mină forate, între două reascuţiri succesive, şi totodată mai multe ascuţiri pînă la consumarea totală a plăcuţelor.

Tratament anticoroziv. Sfredelul este tratat chimic prin metoda SR, fiind protejat, atît în interiorul canalului axial de spălare, cît şi în exterior, pe întreaga suprafaţă de la plăcuţa de metal dur pînă la cep, contra deteriorării prin coroziune şi manipulare.

Durată mare de serviciu a gulerului sfredelului şi a cepului

Gulerul sfredelului Sandvik Coromant este forjat din materialul sfredelului, formînd parte integrantă cu acesta, ceea ce, împreună cu noua formă a cepului, elimină uzura bazei gulerului.

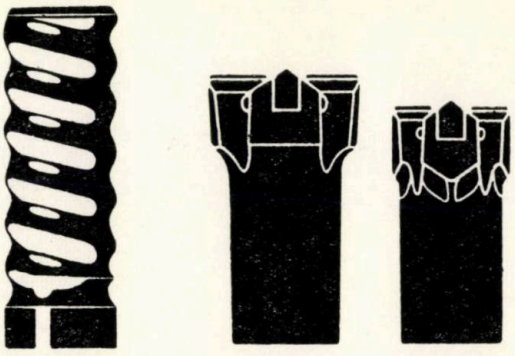
Atlas Copco oferă o gamă largă de sfredele şi tăişurile respective, tăişuri pentru perforatoare înecate etc.

Gama de produse oferite de Atlas Copco include, de asemenea, echipamentul pentru lucrări mai speciale ca de exemplu: tuburi de ghidaj pentru perforarea de precizie a găurilor de mină lungi, echipament pentru lărgirea şi corectarea găurilor, pentru forarea găurilor în exploatari la zi, pentru montarea ancorelor şi forarea de găuri de mină paralele etc.

ATLAS COPCO AB · STOCKHOLM 1 · SUEDIA

Atlas Copco

Completaţi cuponul de mai jos şi trimiteţi-l la întreprinderea Maşinimport Bucureşti, str. M. Eminescu nr. 10, raionul 30 Decembrie.



Trimiteţi-ne informaţia completă asupra:

— sfredelelor Atlas Copco Sandvik Coromant;

— perforatoarelor Atlas Copco.

NUMELE .....

ÎNTREPRINDEREA .....

ADRESA .....

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XVIII **Nr. 11** **NOIEMBRIE 1967**

СОДЕРЖАНИЕ

Карпенишан, Д. и Глодяну, Е. *Возможности внедрения металлического крепления в камерных очистных забоях 3-го пласта Валя Жиулуй.*

Анализируется несколько вариантов металлического крепления для камерных забоев 3-го пласта Валя Жиулиуй, включая клиновые выемки из под кровли и над почвой.

Дежерату, П. и Винтилэ Н. *К вопросу области подъемных установок.*

Авторы анализируют влияние главных параметров подземных машин при выборе оптимального режима установки. Имея в виду, что значения этих параметров берутся согласно значениям рекомендованным литературой по специальности, анализ выявил существование некоторой сдержанности в том что касается их пределов.

Манеа, А. *Вклад в улучшение методики испытания электродетонаторов.*

Приводится краткое теоретическое обоснование установки для испытания электродетонаторов, дается описание ее работы и выводятся заключения относительно улучшения методики испытания электродетонаторов.

Бодиу, А. и Попа, В. *Вклад в теорию опробования продуктов горного дела.*

В статье рассматриваются технические и экономические особенности опробования товарных продуктов горного дела. Дается критика существующих методов опробования руды и предлагается соответствующий метод, основанный на теории математической статистики.

Попеску, Н. *Экспериментальное изучение состояния нагрузки на металлическую крепь корытообразного профиля.*

Изучается, при помощи электротензометрии состояние нагрузки металлических крепей корытообразного профиля, используемых для шахтного крепления.

Андрей, Д. *Экспериментирование электрического моделирования шахтных насосов и регулировка их при помощи привода установленного в остове.*

ДОКУМЕНТАЦИЯ

CONTENTS

Carpenişan, D. and Glodeanu, E. *The possibility of introducing metallic support in rooms in the Nr. 3 (thick and steep seam) in the Jiu Valley coal basin.*

The paper describes a number on variants of metallic support for level rooms in Nr. 3 seam Jiu Valley, including the triangles of coal under the roof and on the floor of the coal bed.

Degeratu, P. and Vintilă, N. *Analysis of the working range of mine hoisting plants.*

The authors analyse the influence of the main parameters of hoisting plants in ascertaining their optimum working conditions.

As such parameters are taken from literature the analysis points out that there are still reserves as to their limits.

Manea, A. *Contributions towards improving the testing technology of electric detonators.*

The paper gives a short theoretical substantiation of a device to test electric detonators and its operation pointing out the resulting improvement.

Bodiu, A. and Popa, V. *Contributions to the theory of testing mining produce.*

The paper treats the technical and economical aspects as to the testing of the marketing produce of mines. It points out the defficiencies of prezent methods and puts forward an adequate method based on the theory of mathematical statistics.

Popescu, N. *The experimental study of strains in bell section steel rings used for road support.*

The paper gives the results of electric tensiometric measurement of strains in bell section steel rings for road support.

Andrei, D. *Experimenting electric models for mine pumps and their adjustment by help of an enclosed device.*

DOCUMENTATION

SOMMAIRE

Cărpenişan D. et Glodeanu, E. *Possibilités d'application du soutènement métallique dans les tailles-chambre de la veine 3 de Valea Jiului.*

Sont analysées plusieures variantes de soutènement métallique dans les tailles-chambre de la veine 3 de Valea Jiului, y compris le dépilage des pointes prismatiques subsistant au toit et au mur.

Degeratu, P. et Vintilă N. *Le régime de fonctionnement des installations d'extraction minière.*

Les auteurs étudient l'influence des principaux paramètres des machines d'extraction sur le choix du régime optimal de fonctionnement de ces installations.

Comme ces paramètres sont habituellement fixés selon les valeurs indiquées dans les traités de specialité, l'analyse fait ressortir l'existence de certaines réserves quant aux limites de celle-ci.

Manea A. *Contributions à l'amélioration de la méthode d'essai des détonateurs électriques.*

On présente un brefexposé théorique d'une installation d'essai pour détonateurs électriques, on décrit son fonctionnement et on présente des conclusions concernant l'amélioration de ce procédé d'essai.

Bodiu, A. et Popa, V. *Contributions à la théorie de l'échantillonnage des produits miniers.*

L'article traite des aspects techniques et économiques concernant l'échantillonage des produits marchands miniers. On critique les méthodes actuelles d'échantillonnage et on propose une nouvelle méthode conforme, basée sur la théorie de la statistique mathématique.

Popescu, N. *L'étude expérimentale de l'état de sollicitation des cadres métalliques à profil cloche.*

A l'aide de la tensiométrie électrique on a étudié l'état de sollicitation des cadres métalliques à profil cloche, appliqués au soutènement des travaux miniers.

Andrei, D. *Expérimentation du modelage électrique des pompes d'exhaure et leur réglage à l'aide d'une installation de commande en carcasse.*

DOCUMENTATION

INHALT

Carpenişan, D. und Glodeanu, E. *Möglichkeiten der Einführung des Metallausbaus in den Kammerbauen des Flözes 3 im Jiutal.*

Es werden mehrere Varianten des Metallausbaus für den Kammerbau im Flöz 3 des Jiutales, sowie auch die Gewinnung der Hangend — und Liegenkeile in diesen Abbauen untersucht.

Degeratu, P. und Vintilă, N. *Über den Arbeitsbereich der Grubenfördereinrichtungen.*

Die Verfasser untersuchen den Einfluss der wichtigsten Parameter der Fördermaschinen auf die Wahl des optimalen Arbeitsregims dieser Einrichtungen.

Nachdem die Werte dieser Parameter auf Grund der in der Literatur empfohlenen Werte bestimmt werden, wird im Artikel auf einige Vorbehalte bezüglich deren Begrenzung hingewiesen.

Mnea A. *Beitrag zur Verbesserung des Prüfverfahrens von eleaktrischen Zünder n.*

Im Aufsatz wird die Nützlichkeit einer Anlage für die Prüfung elektrischer Zünder theoretisch begründet, deren Arbeitsweise beschrieben und Schlussfolgerungen bezüglich der Verbesserung der diesbezüglichen Prüfmethode gezogen.

Bodiu, A. und Popa, V. *Beiträge zur Probierung bergmännischer Erzeugnisse.*

Der Aufsatz behandelt die technischen und wirtschaftlichen Gesichtspunkte bezüglich des Probierens bergmännischer Erzeugnisse als Ware. Die gegenwärtig in Anwendung befindlichen Methoden des Erzprobierens werden einer kritischen Untersuchung unterzogen und eine entsprechendere auf der Theorie der mathematischen Statistik begründete Methode vorgeschlagen.

Popescu, N. *Experimentelle Studie bezüglich der Beanspruchung des aus Glockenprofilen zusammengesetzten Metallausbaus.*

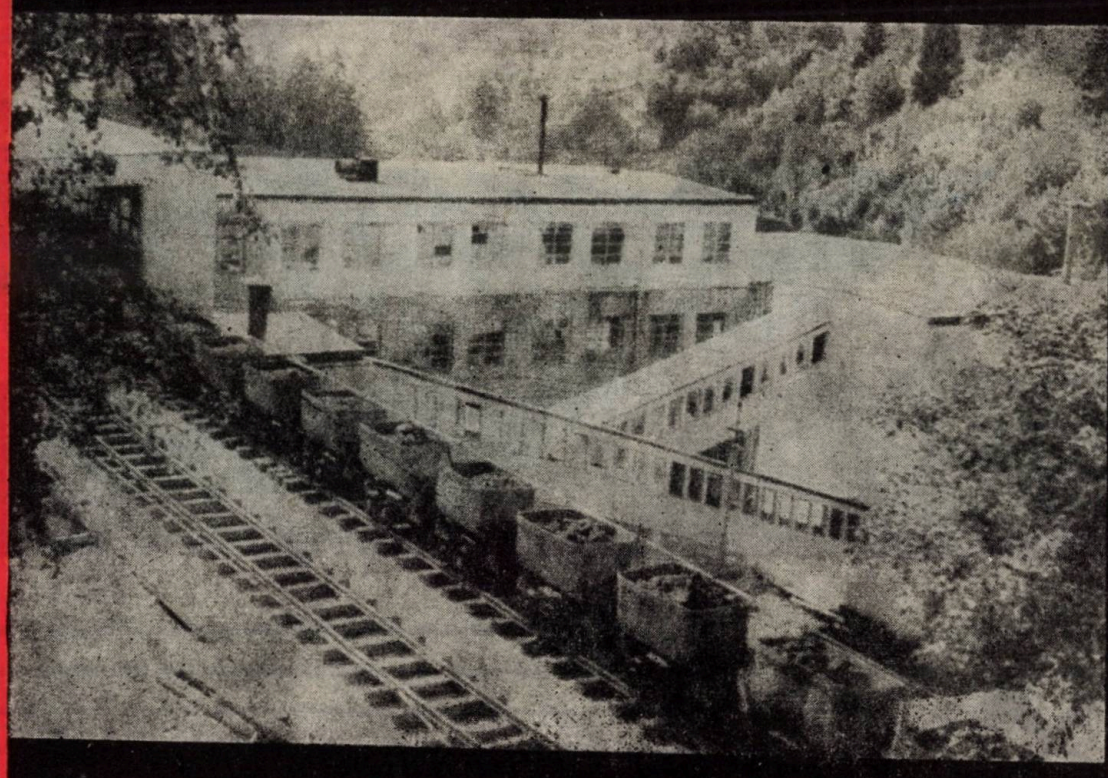
Mit Hilfe des elektrischen Dehnungsmessverfahrens wird die Beauspruchung des aus Glockenprofilen zusammengesetzten Metallausbaus untersucht.

Andrei, D. *Untersuchungen an elektrischen Modellen von Grubenpumpen und deren Regelung mittels einer gekapselten Einrichtung für deren Antrieb.*

DOKUMENTATION

combinatul minier

BAIA MARE



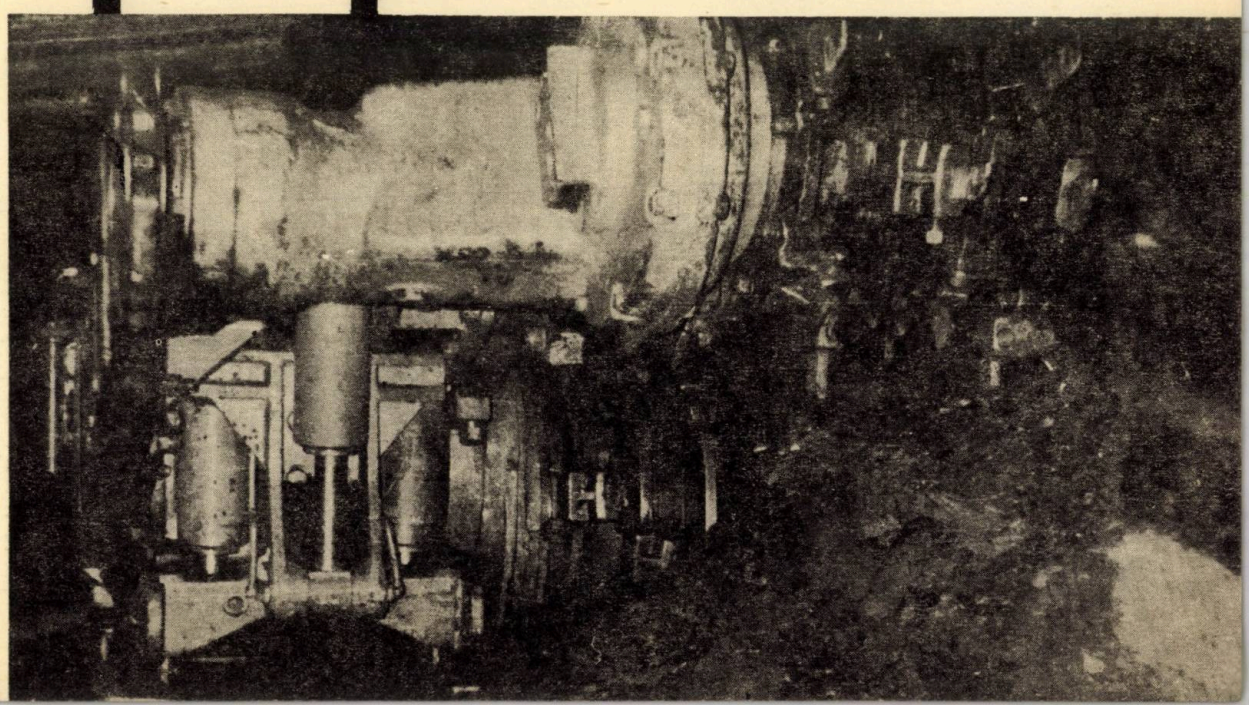
FLOTAȚIA E. M. BĂIUȚ

Intreprinderea minieră

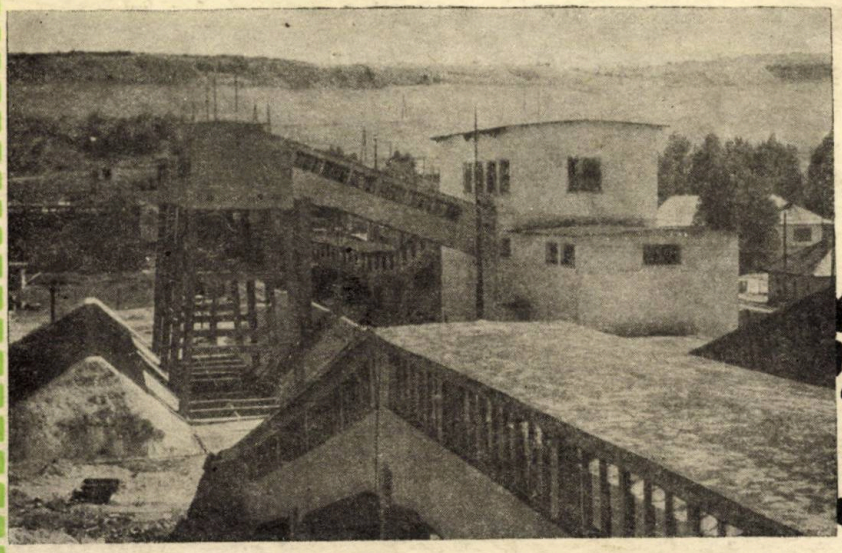
Bălan

BARAJUL MESTEACĂN

INTREPRINDEREA MINIERĂ PLOIEȘTI



1087 DEC 2 0



SILOZ DESCOPERIT DE CĂRBUNE — E. M. SALAJ

produce :

- lignit si cărbune brun
- nisip bituminos
- bitum natural
- uleiuri polare

INTREPRINDEREA MINIERĂ ORADEA

E 1433

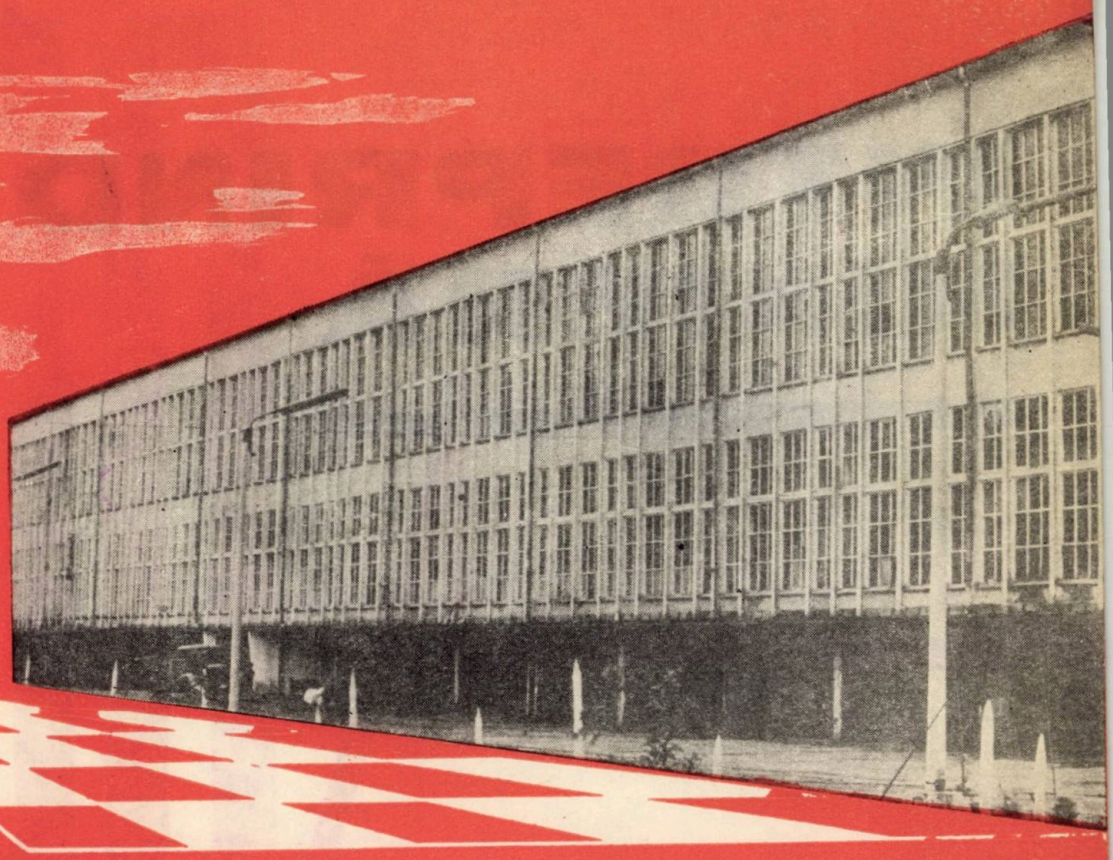
12

DECEMBRIE
1967
VOLUMUL XVIII

REVISTA MINELOR

SALINA SLĂNIC

- Sare comestibilă Stas 1465/58
- Sare industrială neambalată, de diferite sortimente - Stas 2906/51

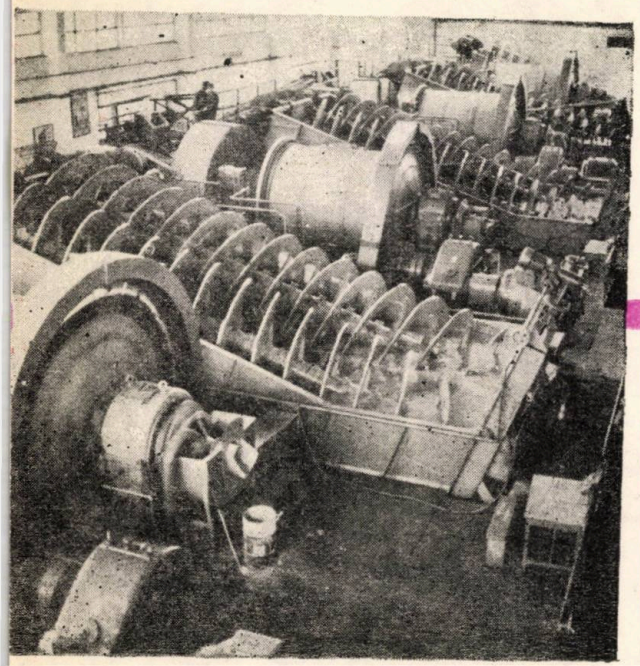


combinatul minier

BAIA MARE

INTREPRINDEREA MINIERĂ

DEVA



Flotația Deva I, hala morilor

OPŞTĂGOSMĂŞTARI KÖNYVTÁRÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖNYVTÁRA 1883

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XVIII Nr. 12 1967

CUPRINS

Dîrdală, C.	**Nivelul calitativ al oţelurilor folosite la susţinerea galeriilor**	517—524
Paraschiv, V. şi *Tökeş, T.*	**Aparate de măsură pentru studiul regimului de presiune în abataje utilizate în cercetările efectuate în ICEMIN**	525—529
Georgescu, D. şi *Savin, F.*	**Metode şi aparatură pentru determinarea presiunilor active manifestate în lucrările subterane**	530—536
Popescu, Gh.	**Asupra raporturilor structurale dintre mineralele metalice şi nemetalice din zăcămîntul Bălan**	537—541
NOTE		
Mircescu, Gr.	**Metodă de exploatare de mare productivitate pentru zăcămintele cuprifere**	542—543
INVENŢII — INOVAŢII		
RECENZII		
ŞTIRI		
DOCUMENTARE		

COMITETUL DE REDACŢIE

Conf. ing. LUBENESCU DAN, laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BÎRSAN TRAIAN, redactor responsabil adjunct; ing. ANTON PETRE; geol. GURĂU ANDREI; prof. dr. docent HUBER PANU ION, membru corespondent al Academiei Republicii Socialiste România; ing. MILIŢESCU ERACLE; ing. MOGHIOROŞ EMERIC; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. POPESCU GABRIEL; ing. SCRIPĂŢ VASILE; ing. ŞONCODI CORIOLAN; ing. VALVARIC NICOLAE

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XVIII Nr. 12 1967

Nivelul calitativ al oţelurilor folosite la susţinerea galeriilor

Ing. C. DÎRDALĂ

În ultimul timp, construcţiile de susţineri metalice au fost tot mai frecvent folosite la susţinerea lucrărilor miniere orizontale de deschidere şi de pregătire, atît în străinătate, cît şi în ţara noastră. Principalii factori care au impus oţelul ca material de susţinere de prim ordin au fost rezistenţa superioară a construcţiilor de susţinere, durata superioară de existenţă, posibilitatea reutilizării unei cantităţi însemnate din elementele de susţinere şi o reducere importantă a consumului de lemn de mină.

Datorită acestor mari avantaje, în prezent, în Republica Federală a Germaniei, susţinerea metalică reprezintă circa 80% din totalul materialelor de susţinere folosite la susţinerea galeriilor, iar în industria carboniferă franceză, în anul 1957, din lungimea totală a galeriilor, 68,1% erau susţinute metalic, pentru ca acest procent să se ridice la 81,3%, în cursul anului 1964.

În această ordine de idei, nu vom continua seria de exemple, ci vom consemna numai faptul că această tendinţă este generală în toate ţările cu industrie minieră avansată.

În ţara noastră, în anul 1966, din totalul lucrărilor de deschidere şi de pregătire executate în industria carboniferă 52,8% erau susţinute metalic. Procesul de introducere a susţinerilor metalice, comparativ cu alte materiale de susţinere, în perioada 1960—1966 poate fi urmărit în tabela 1.

Susţinerile metalice la noi au dat rezultate bune, atît în exploatările de lignit, cît şi în cele de huilă, dar problema nu a fost suficient studiată nici din punctul de vedere al caracteristicilor de funcţionare ale susţinerilor metalice şi nici din punctul de vedere al condiţiilor geologice şi miniere existente în minele noastre de cărbune şi de minereuri. În mod invariabil susţinerile metalice au fost confecţionate din profil clopot tip 21,5 kg/m sau din şine vechi de diverse greutăţi, astfel încît, dată fiind marea diversitate a condiţiilor noastre de zăcămînt, uneori aceste susţineri s-au dovedit a fi supradimensionate dar, în general, s-au dovedit a fi subdimensionate, soldîndu-se cu mari cheltuieli de întreţinere şi cu consumuri însemnate de metal pe tona de

Tabela 1

Materiale folosite la susţinerea lucrărilor de deschidere şi pregătire ale minelor de cărbune în perioada 1960—1966

Anul	Total lucrări săpate, m	Din care au fost susţinute cu:							
		lemn		oţel		bolţari		alte susţineri	
		m	%	m	%	m	%	m	%
1960	199 828	129 510	65,0	14 165	7,1	54 428	27,2	1 725	0,7
1961	200 724	108 750	54,0	30 218	16,0	56 776	28,2	4 981	1,8
1962	207 840	86 714	41,7	55 918	27,0	59 970	28,9	5 238	2,4
1963	212 216	70 695	33,2	81 406	38,3	56 696	26,7	3 449	1,8
1964	219 635	66 558	30,3	98 970	45,0	49 279	22,4	4 928	2,3
1965	213 857	56 015	26,3	99 481	46,7	54 061	25,4	3 900	1,6
1966	233 464	54 036	23,2	123 013	52,8	52 630	22,6	3 785	1,4

substanță minerală utilă extrasă. Construcțiile de susținere metalice utilizate în țara noastră nu fac față în mod satisfăcător regimului de presiune determinat de roci foarte slabe și cu tendință de umflare care cantonează zăcămintele noastre de lignit. În bazinul carbonifer Valea Jiului existența unor condiții geologice și miniere grele, generate de prezența unor roci slabe sau de tărie medie, precum și de adîncimea la care lucrează în prezent exploatările miniere impune, de asemenea, proiectarea și experimentarea unor noi tipuri de susținere.

Acestea sînt motivele pentru care este necesară în prezent analizarea problemei susținerii metalice a galeriilor, atît din punct de vedere geologic și minier, cît și din punct de vedere constructiv și metalurgic.

Principalele căi pentru îmbunătățirea susținerilor metalice ale galeriilor sînt următoarele:

— adoptarea unor oțeluri cu proprietăți mecanice și de prelucrabilitate superioare ;

— adoptarea unor profile cu caracteristici geometrice avantajoase din punctul de vedere al folosirii metalului și al funcționării corecte a cadrelor de susținere ;

— adoptarea construcțiilor metalice de susținere, optime pentru condițiile noastre de zăcămînt.

Materialul de față abordează problema oțelurilor folosite pentru susținerea galeriilor, ca factor de prim ordin în proiectarea unor construcții de susțineri eficiente din punct de vedere tehnic și economic. Vor fi trecute în revistă proprietățile generale reclamate oțelurilor de utilizarea lor la susținerea galeriilor, tipurile de oțeluri folosite în prezent în unele țări avansate, precum și în țara noastră, împreună cu principalele caracteristici mecanice și de prelucrabilitate, și se vor trage concluzii cu privire la sorturile de oțel ce vor fi elaborate și utilizate pe viitor în țara noastră, în concordanță cu eforturile ce se fac în prezent în economia națională pentru utilizarea rațională a metalului, prin folosirea unor oțeluri de calitate superioară.

Caracteristicile generale ale oțelurilor folosite la susținerea galeriilor

Spre deosebire de construcțiile metalice de suprafață, eforturile la care sînt supuse construcțiile de susțineri subterane nu pot fi determinate cu precizie, atît ca mărime, cît și ca direcție, astfel încît adeseori elementele de susținere sînt supuse la eforturi superioare limitei de curgere, înregistrînd importante deformări remanente. Pentru exploatarea economică a echipamentului de susținere este necesar, în aceste condiții, ca elementele de susținere deformate să fie îndreptate și reutilizate în mod repetat, fără ca prin aceasta caracteristicile oțelului să se înrăutățească simțitor. În același timp, pentru proiectarea unor susțineri rezistente și ușoare, este necesar ca oțelul să fie caracterizat prin valori superioare ale rezistenței la întindere și ale limitei de curgere. În general, elaborarea unor oțeluri superioare pentru laminarea profilelor de susținere este suficient de dificilă, deoarece caracteristicile reclamate de lucrul în subteran sînt contradictorii, unei ridicări a tenacității și a capacității de deformare corespunzîndu-i, de obicei, o scădere a rezistenței la întindere și a limitei de curgere.

Oțelurile utilizate la susținerea galeriilor este necesar să răspundă deci următoarelor cerințe de ordin general :

a) o rezistență la întindere ridicată pentru ca ruperea materialului să se producă la sarcini cît mai mari ;

b) o limită de curgere superioară pentru a se imprima elementelor de susținere o capacitate portantă cît mai mare, în domeniul deformărilor elastice ;

c) valori ridicate ale tenacității, alungirii și gîtuirii, deci o bună capacitate de deformare, pentru ca elementele de susținere să înregistreze deformări importante fără apariția fenomenului de rupere ;

d) posibilitatea reutilizării profilelor metalice, prin îndreptare la rece, fără aplicarea unor tratamente termice anterioare sau ulterioare operației de îndreptare ;

e) forjabilitate suficientă pentru a putea fi laminat în profile uzuale pentru susțineri de galerii, fără a înregistra fisurări.

Din motive economice, pentru susținerea galeriilor se folosesc, în general, oțeluri carbon sau oțeluri slab aliate. După F. Spruth [1], compoziția oțelurilor carbon utilizate în acest scop, variază în următoarele limite :

C	. . . . .	0,1 — 0,6% ;
Si	. . . . .	pînă la 0,5% ;
Mn	. . . . .	0,2 — 0,8% ;
P	. . . . .	0,01 — 0,08% ;
S	. . . . .	0,01 — 0,06%.

Ca element de aliere se folosește, în general, manganul în proporții maxime de 1 — 1,5%, în oțeluri cu un conținut moderat de carbon (0,3 — 0,4%). Oțelul slab aliat cu mangan înregistrează rezistențe la întindere și limite de curgere echivalente cu ale oțelurilor cu conținut ridicat de carbon (circa 0,6%) tenacitatea, alungirea și gîtuirea sînt însă superioare, realizîndu-se deci o deformabilitate ridicată în paralel cu un larg domeniu de deformare în limite elastice.

Din punctul de vedere al elaborării, oțelurile folosite la susținerea galeriilor sînt elaborate în general după procedeul Thomas [1]. Aceste oțeluri, comparativ cu oțelurile Siemens-Martin, au un conținut mai ridicat de fosfor

și azot și deci sînt mai înclinate către rigiditate în timpul deformării la rece sau după această operație. Influența dăunătoare a azotului poate fi evitată cu adaosuri de aluminiu sau prin afinare cu gaze sărace în azot cum ar fi aer îmbogățit cu oxigen, amestec de oxigen cu bioxid de carbon sau oxigen pur [1]. Oțelurile Thomas astfel tratate sînt apropiate oțelurilor Siemens-Martin și în ultima vreme au căpătat o mare răspîndire [2], împreună cu oțelurile Thomas cu siliciu și aluminiu, cu un conținut de aluminiu de circa 0,025%.

Pentru oțelurile folosite la susținerea galeriilor, o mare importanță are îmbătrînirea în urma deformărilor și îndreptărilor la rece. În acest caz are loc o durificare prin ecruisare, ridicîndu-se valorile tenacității și limitei de curgere dar scăzînd în același timp lungirea. Tendința de îmbătrînire a oțelului se crede că este în funcție de conținutul de azot [1], oțelurile Thomas fiind deci mai predispuse la îmbătrînire decît oțelurile Siemens-Martin. Oțelurile Thomas calmate cu aluminiu sînt însă comparabile cu oțelurile Siemens-Martin din punctul de vedere al îmbătrînirii. Pentru a se lua în considerație efectul îmbătrînirii asupra proprietăților oțelului, rezilienta se determină pe probe îmbătrînite artificial. Normele germane prevăd pentru îmbătrînirea artificială o deformare a probei cu 10%, urmată de o încălzire pînă la temperatura de 250° timp, de 0,5 — 1 oră [1].

Tendința de fragilitate a oțelurilor se consideră că poate fi examinată cu ajutorul încercărilor de rezilienta pe probe îmbătrînite artificial. Valorile rezilienței astfel stabilite sînt un indiciu pentru comportarea profilelor miniere după o prealabilă îndoire la rece. Sensibilitatea la rupturi casante este însă numai parțial determinată cu ajutorul încercărilor de rezilienta. Pentru oțelurile folosite la susțineri în galerii este necesar să se elaboreze un procedeu de încercare la îndoiri și dezdoiri repetate, așa cum prevede STAS 1177-50 pentru încercarea de îndoire alternată, dar standardul amintit mai sus se aplică numai unor profile de forme și dimensiuni strict limitate, iar profilele utilizate la susținerea galeriilor nu se încadrează în această categorie. În orice caz, pentru oțelurile folosite la susținerea galeriilor, laminate în profile uzuale pentru minerit și cu limite de curgere de 40—60 kgf/mm^2, experimentările efectuate pînă în prezent au arătat că, în mod cert, oțelurile cu rezilienta mai mari de 2 kgm/cm^2 (probă DVM îmbătrînită artificial) nu au tendințe spre rupturi casante [1].

Pentru obținerea unei structuri fine și uniforme, deci pentru realizarea unei bune deformabilități, oțelurile folosite pentru susținerea galeriilor sînt în general normalizate după laminare. Normalizarea se aplică uneori după fiecare îndoire sau îndreptare la rece, pentru revenirea la structura inițială, dar aceste operații necesită instalații speciale și cheltuieli mari pentru transportul elementelor de susținere la suprafață, iar de aici din nou în subteran. Prin îmbunătățire se ridică mult raportul dintre limita de curgere și rezistența la întindere și de asemenea rezilienta. În general însă, pentru evitarea rupturilor de călire, îmbunătățirea oțelurilor calmate cu Si, Al se recomandă numai la un conținut de carbon pînă la 0,4% [1]. Pentru economisirea cheltuielilor de revenire s-a încercat, cu bune rezultate, călirea în apă a unor oțeluri cu conținut mic de carbon (0,15%) dar cu un conținut ridicat de mangan (circa 1,5%) [1]. În general însă, datorită cheltuielilor mari înregistrate cu operația de călire efectuată după fiecare îndoire sau îndreptare la rece, se remarcă tendința de elaborare a unor oțeluri cu calități superioare, fără călire, folosindu-se însă frecvent tratamentele de normalizare sau de îmbunătățire, după laminarea la cald. Acest deziderat se realizează prin utilizarea elementelor de aliere, în special a manganului [2].

Instrucțiunile Inspectoratului minier din Dortmund (R.F.G.) admit pentru susținerea galeriilor, atît oțeluri care pot fi îndoite și îndreptate fără o normalizare ulterioară, cît și oțeluri care necesită tratament de normalizare.

Reproducem în tabelele 2 și 3, după F. Spruth [1], proprietățile mecanice cerute acestor categorii de oțeluri :

Tabela 2

Caracteristicile oțelurilor care pot fi îndoite și îndreptate la rece fără o normalizare ulterioară

Rezistență la întindere, kgf/mm^2	Lungire la rupere, %	Rezilienta (probă D.V.M.) în stare de îmbătrînire artificială, kgm/cm^2
34—60	min 19	min 2
60—70	min 18	min 2
70 și mai mare	min 12	min 2

Tabela 3

Caracteristicile oțelurilor care trebuie normalizate după operațiile de îndoire și îndreptare la rece

Rezistență la întindere, kgf/mm^2	Lungire la rupere, %	Rezilienta (probă D.V.M.) în stare normalizată, kgm/cm^2
34—60	min 19	min 4
60—70	min 18	min 4
70 și mai mare	min 12	min 4

După cum vom vedea însă mai departe, proprietățile celor mai moderne oțeluri utilizate în străinătate sînt superioare celor consemnate în tabelele de mai sus.

Oţeluri folosite pentru susţinerea galeriilor

În străinătate este remarcată în ultimele două decenii evoluţia către oţeluri cu limite de curgere superioare. În tabela 4 reproducem după F. Spruth [1] gruparea materialului laminat în anii 1949—1957 pentru susţinerea galeriilor în regiunea Ruhr, după limita de curgere.

După anul 1947 a fost utilizat frecvent ST-52 cu limită de curgere de 38 kgf/mm², în stare laminată şi de 58 kgf/mm² în stare îmbunătăţită, dar prin anul 1955 el s-a dovedit depăşit, în special datorită faptului că încovoierea sau îndreptarea trebuiau executate în stare încălzită la roşu la o temperatură de peste 800°C, iar în cazul cînd aceste operaţii se efectuau la rece, era necesară o normalizare ulterioară (DIN 21 540/952).

Tabela 4

Material laminat folosit în anii 1949—1957 grupat după limita de curgere

Anul	Material laminat cu limite de curgere de						Din care îmbunătăţit, t
	sub 30 kgf/mm², t	31—40 kgf/mm², t	41—52 kgf/mm², t	53—65 kgf/mm², t	peste 65 kgf/mm², t	total, t	
1949	9 170	29 700	6 650	—	—	45 520	—
1950	14 090	30 380	8 660	—	—	53 130	—
1951	16 160	45 130	10 530	100	60	71 970	770
1952	16 920	63 880	15 100	30	440	96 370	5 040
1953	17 020	60 860	19 400	2 380	140	99 800	6 890
1954	15 790	56 870	31 100	4 450	30	108 240	15 210
1955	10 210	66 160	34 800	6 090	1 000	118 260	20 130
1956	10 550	85 260	35 770	11 760	2 250	145 590	23 100
1957	9 930	86 600	57 560	18 860	2 210	175 160	29 270

Se remarcă din tabela 4 că marea majoritate a laminatelor livrate în anul 1957 aveau o limită de curgere cuprinsă între 31 şi 52 kgf/mm². Nu sîntem în posesia unor date statistice cu privire la limita de curgere a laminatelor livrate în Ruhr după anul 1957 dar aceasta a evoluat în continuare în acelaşi sens, mărindu-se în acelaşi timp şi proporţia de profile livrate în stare îmbunătăţită. În special sorturile de oţel calmate cu SiAl cu limite de curgere mai mari de 40 kgf/mm² au fost normalizate sau îmbunătăţite după laminare pentru evitarea tendinţelor de rupturi casante.

În R. F. a Germaniei a fost folosită pentru susţinerea galeriilor o serie întreagă de oţeluri, cum ar fi ST-37, ST-42, ST-50, ST-60, ST-54, precum şi şine vechi corespunzătoare oţelului ST-70, cu limite de curgere cuprinse între 27 şi 45 kgf/mm².

În urma cererii insistente de oţeluri miniere de calitate, în ultimii 10—15 ani, o serie întreagă de firme vest-germane (August Thyssen-Hütte, Westfalenhütte, Manesmann Huckingen etc.) au livrat industriei miniere două noi sorturi de oţel slab aliat cu mangan sub denumirile de 32 Mn3 şi 39 Mn4. Aceste oţeluri sînt laminate în profile I sau jgheab pentru susţinerea galeriilor şi sînt folosite de cele mai cunoscute firme producătoare de echipament de susţinere din R. F. a Germaniei (August Thyssen-Hütte, Bergbaustahl, Bochumer Eisenhütte, G.H.H., Klönne, Rheinstahl Wanheim, Moll, Schwarz etc.) [1, 3, 4]. Oţelurile 32 Mn-3 şi 39 Mn-4 au fost livrate de firmele amintite anterior cu caracteristicile enumerate în tabela 5.

Tabela 5

Caracteristicile oţelurilor 32 Mn-3 şi 39 Mn-4 livrate de către firmele din R.F.G.

Oţelul	Tratament termic	C, %	Mn, %	Limită de curgere, kgf/mm²	Rezistenţa la întindere, kgf/mm²	Lungire δ 5, %	Rezilienţă în stare îmbătrînită, kgm/cm²
32 Mn-3	Laminat la cald	0,32	0,80	40	62	22	1,8
	Normalizat	0,32	0,80	41	62	24	4,0
	Îmbnuătăţit	0,32	0,80	56	75	20	7,0
39 Mn-4	Laminat la cald	0,39	0,90	46	72	20	1,9
	Normalizat	0,39	0,90	47	72	22	3,5
	Îmbunătăţit	0,39	0,90	62	85	16	6,0

Oţelul 32 Mn-3 se livrează, de obicei, în profile I în stare îmbunătăţită şi în profile jgheab de cele mai multe ori în stare laminată şi din ce în ce mai mult în stare îmbunătăţită. Oţelul 39 Mn-4 se livrează în general în stare normalizată, îmbunătăţirea acestor oţeluri prin călire în apă reclamînd o grijă deosebită, din cauza pericolului rupturilor de călire [1].

În aprilie 1961 oţelurile pentru susţinerea galeriilor au fost standardizate prin DIN 21 544/961, din care reproducem mai jos, în tabelele 6 şi 7, caracteristicile care ne interesează.

Se remarcă din tabele valori medii bune pentru limita de curgere şi rezistenţa la întindere nea, este raportul dintre limita de curgere medie şi rezistenţa minimă la întindere care are valori de 67—89%.

Firma vest-germană Bochumer Eisenhütte [4] oferă în prezent profile pentru susţinerea galeriilor cu caracteristicile mecanice redate în tabela 8.

Firma constructoare afirmă că profilele confecţionate din acest oţel se pot îndoi şi îndrepta în bune condiţii la rece.

În R.D.G. se folosesc, aproape în exclusivitate profile din St-52.3 [5] care are următoarele caracteristici (tabela 9) după T.G.L. 7960.

Tabela 6

Compoziţia chimică a oţelurilor pentru susţineri de galerii după DIN 21 544/961

Marca oţelului	C, %	Si, %	Mn, %	P max., %	S max., %	Temperatura de normalizare	Îmbunătăţire	
							temperatura de călire în apă	temperatura de revenire
32 Mn-3	0,32	0,25	0,80	0,08	0,05	850—920	850—920	500
39 Mn-4	0,39	0,25	0,90	0,08	0,05	850—920	—	—

Tabela 7

Caracteristici mecanice ale oţelurilor pentru susţineri de galerii după DIN 21 544/961

Marca oţelului	Tratament termic	Limita de curgere		Rezistenţă la întindere, kgf/mm²	Lungire δ 5, %	Rezilienţa în stare îmbătrînită	
		minimă, kgf/mm²	medie kgf/mm²			Proba DVMF, min	Proba DVM, min
32 Mn-3	Laminat la cald	34	37	55	18	6	—
	Normalizat	34	38	55	20	—	2
	Îmbunătăţit	50	58	65	16	—	3
39 Mn-4	Normalizat	40	46	65	18	—	2

a oţelului 32 Mn3 laminat la cald şi normalizat şi valori foarte bune pentru acelaşi oţel îmbunătăţit, la un conţinut scăzut de mangan. Oţelul 39 Mn4, normalizat la o creştere de numai 0,07% a conţinutului de carbon şi de 0,10% a conţinutului de mangan, înregistrează o ridicare simţitoare a limitei de curgere şi a rezistenţei la întindere. Valorile lungirii şi ale rezilienţei sînt în limitele admise pentru oţelurile utilizate la susţinerea galeriilor. Remarcabil, de asemenea,

În prezent s-au făcut propuneri [5] pentru folosirea oţelului de suprafaţă 18 Mn Si Ti 5 (T.G.L. 101—014) pentru susţineri miniere dar nu ne vom opri asupra acestei mărci de oţel deoarece conţine titan, care este un element scump de aliere.

În Anglia [6, 7] se folosesc pentru susţinerea galeriilor oţelurile En-8 (BS 970/1955) ca oţel cu conţinut normal de mangan, iar din clasa oţelurilor slab aliate cu mangan, En-14 B (B.S. 970/1955) şi En 15 (B.S. 968/1962).

Tabela 8

Caracteristicile mecanice ale oţelurilor pentru susţinerea galeriilor

Caracteristici mecanice	Laminate la cald	Îmbunătăţite
Limită de elasticitate, kgf/mm²,	>32 medie 36	>48 medie 55
Rezistenţă la întindere, kgf/mm²,	50—65	65—85
Lungire δ 5, %	>18	>18
Gîtuire, %	~50	~56
Rezilienţă în stare îmbătrînită, kgm/cm²	> 6 (probă DVMF)	> 5 (probă DVM)

Redăm în tabelele 10, 11 și 12 principalele caracteristici ale acestor oțeluri.

Menționăm că oțelul En-8 se folosește în general în stare îmbunătățită.

În U.R.S.S. [8] se folosesc, în prezent, pentru susținerea galeriilor oțelurile St-5 și St-6 ale dreptarea profilelor efectuîndu-se la rece. Caracteristicile OL 60 le enumerăm în tabela 14.

Caracteristicile mecanice ale acestui oțel dar în special limita de curgere este mult inferioară cifrelor corespunzătoare oțelurilor studiate anterior (cu excepția oțelurilor sovietice), mai

Tabela 9

Caracteristicile oțelului St-52.3

Oțelul	Rezistența la întindere, kgf/mm²	Limita de curgere min, kgf/mm²	Lungirea δ 5, %	Compoziție chimică, C, %	Si, %	Mn, %	P max. %	S max. %
St—52.3	52—62	35	22	0,14 0,20	0,40 0,55	1,20 1,50	0,040	0,040

Tabela 10

Caracteristicile oțelului En-8 după B S 970/1955

Tratament	Compoziția chimică C, %	Si, %	Mn, %	S max., %	P max., %	Rezistent la întindere, kgf/mm²	Limita de curgere, kgf/mm²	Lungirea, %
Normalizat	0,35 0,45	0,05 0,35	0,60 1,00	0,060	0,060	54	28	20
Îmbunătățit	0,35 0,45	0,05 0,35	0,60 1,0	0,060	0,060	62—70	43—50	20—22

Tabela 11

Caracteristicile oțelului En-14—B după BS 970/1955

Tratament	Compoziție chimică C, %	Si, %	Mn, %	Ni max, %	S max, %	P max, %	Rezistența la întindere, kgf/mm²	Limita de curgere, kgf/mm²	Lungirea, %
Normalizat	0,20 0,30	0,10 0,35	1,30 1,70	0,40	0,060	0,060	59	35	20
Îmbunătățit	0,20 0,30	0,10 0,35	1,30 1,70	0,40	0,060	0,060	62—70	45—49	20

Tabela 12

Caracteristicile oțelului En-15 după BS 968/1962

Tratament	Compoziție chimică C, %	Si, %	Mn, %	S max, %	P max, %	Rezistența la întindere, kgf/mm²	Limită de curgere, kgf/mm²	Lungire, min $5{,}65\sqrt{S_0}$, %	Lungire, min $4\sqrt{S_0}$, %
Normalizat	0,30 0,40	0,10 0,35	1,30 1,70	0,050	0,050	50,4—61,4	34,6—36,2	20	23
Îmbunătățit	0,30 0,40	0,10 0,35	1,30 1,70	0,050	0,050	62	43	—	22

căror caracteristici le enumerăm în tabela 13.

Din tabelă se remarcă valorile scăzute ale limitei de curgere și a rezistenței la întindere în cazul ambelor sorturi utilizate și valoarea relativ scăzută a lungirii la oțelul St-6.

În țara noastră profilele clopot pentru susținerea galeriilor sînt confecționate din OL 60 laminat la cald (STAS 500-63), curbarea și înales ținînd cont de faptul că aceste oțeluri sînt livrate în general în stare îmbunătățită. Raportul dintre limita de curgere și rezistența la întindere este de asemenea mic (30/65 = 46%).

Experiența folosirii susținerii metalice în minele din țara noastră a arătat că tipurile de susținere folosite au o portanță insuficientă. Susținerea metalică a galeriilor se soldează ast-

fel cu mari cheltuieli de întreținere și cu consumuri însemnate de metal pe tona de substanță minerală utilă extrasă. Printre căile de îmbunătățire ale susținerilor metalice o importanță deosebită o are utilizarea unor oțeluri cu caracteristici mecanice superioare. Numai în acest fel cadrele de susținere proiectate la caracteristicile portante necesare în industria noastră minieră vor fi în același timp și ușoare, economisindu-se cantități însemnate de metal și cheltuieli importante la transportul și manipularea elementelor de susținere.

Dintre oțelurile românești elaborate pe baza standardelor în vigoare, OL X 52, 31 M 14 și 45 M 16 prezintă caracteristici mecanice care pot fi luate în discuție pentru susținerea galeriilor. În tabela 15 enumerăm caracteristicile acestor oțeluri.

Tabela 13

Caracteristicile oțelurilor St-5 și St-6 după GOST 380/60

Oțelul	Compoziție chimică					Limită de curgere min.	Rezistența întindere.	Lungime min	
	C.	Si.	Mn.	P. max.	S max.			δ 10.	δ 5.
	%	%	%	%	%	kgf/mm²	kgf/mm²	%	%
St-5	0,28 0,37	0,15 0,35	0,50 0,80	0,045	0,055	26—28	50—62	15—17	19—21
St-6	0,38 0,49	0,15 0,35	0,50 0,80	0,045	0,055	30—31	60—72	11—13	14—16

Tabela 14

Caracteristicile oțelului OL 60 după STAS 500—63

Rezistența la rupere.	Lungirea δ 5	Limita de curgere.	Compoziție chimică					
			C.	Mn.	Si. %		S max..	P max.
					necalmat	calmat		
kgf/mm²	%	%	%	%			%	%
60—72	14—16	30	0,38 0,49	0,50 0,80	—	0,12 0,37	0,055	0,045

Tabela 15

Caracteristicile oțelurilor OL 52, 31 M 14 și 45 M 16 după STAS 438—61 și 791—66

Oțelul	Tratament termic	C.	Mn.	Si.	Cu. max.	S max.	P max..	Rezistența la rupere.	Lungire.		Limita de curgere.
									δ 5.	δ10.	
		%	%	%	%	%	%	kgf/mm²	%	%	kgf/mm²
OL×52	—	0,14 0,20	1,2 1,6	max. 0,55	0,30	0,04	0,04	52—64	21	18	34
31 M 14	Îmbunătățit	0,27 0,35	1,20 1,60	0,17 0,37	—	0,035	0,035	min 80	min 14	—	min 55
45 M 16	Normalizat	0,41 0,49	1,40 1,80	0,17 0,57	—	0,035	0,035	min 70	min 11	—	min 41

Marca OL X 52 are o rezistență la întindere și o limită de curgere relativ scăzută dar o bună lungire. Acest oțel ar putea fi luat ca bază pentru elaborarea unui oțel pentru susțineri de galerii prin mărirea conținutului de carbon la 0,30—0,35% cu condiția ca lungirea (δ 5) să nu scadă sub 18%. De asemenea, poate fi luată în considerație îmbunătățirea oțelului nou elaborat.

Mărcile 31 M 14 și 45 M 16 au caracteristicile mecanice care se cer în prezent unui oțel folosit la susținerea galeriilor dar lungirile sînt în general inacceptabile în minerit.

Concluzii

Marea extindere a susținerilor metalice în galerii, înregistrată în ultimele cîteva decenii în străinătate, a generat o preocupare cores-

punzătoare pentru calitatea oţelurilor folosite la confecţionarea elementelor de susţinere. Pentru realizarea unor economii de metal, precum şi pentru evitarea unor cheltuieli generate de transportul şi manipularea unor elemente de susţinere supradimensionate, oţelurile destinate în ultima vreme susţinerilor de galerii se caracterizează prin cifre ridicate ale rezistenţei la întindere, ale limitei de curgere, precum şi ale lungirii. Se remarcă, de asemenea, folosirea din ce în ce mai frecventă a oţelurilor slab aliate, precum şi a tratamentelor de normalizare şi de îmbunătăţire.

Folosirea susţinerilor metalice în ţara noastră a introdus îmbunătăţiri substanţiale în tehnologia de susţinere a galeriilor dar s-a soldat cu mari cheltuieli de întreţinere şi cu consumuri însemnate de metal pe tona de substanţă minerală utilă extrasă, datorită utilizării unor construcţii de susţineri cu portanţă insuficientă.

Pentru proiectarea unor susţineri cu portanţă reclamată de regimul de presiune existent în minele noastre, trebuie avută în vedere în primul rînd calitatea oţelului. În această privinţă există rezerve apreciabile deoarece oţelul folosit în R.S.R. pentru confecţionarea elementelor de susţinere (OL 60 STAS 500-63) este inferior mărcilor de oţel utilizate în prezent în străinătate şi mai ales inferior mărcilor de oţel livrate în stare îmbunătăţită. Din aceste motive considerăm că este necesară elaborarea în ţara noastră a unei noi mărci de oţel, cu caracteristici mecanice superioare, comparabile cu ale oţelurilor moderne folosite pentru susţinerea galeriilor în străinătate. În acest fel industria noastră minieră va contribui la eforturile ce se fac în prezent în economia naţională pentru utilizarea raţională a metalului şi în acelaşi timp va înregistra o micşorare a preţului de cost a tonei de substanţă minerală utilă extrasă prin micşorarea cheltuielilor de întreţinere a galeriilor şi prin micşorarea consumului specific de metal.

Noua marcă de oţel pentru susţineri de galerii este recomandabil să respecte următoarele cerinţe :

a. Din punctul de vedere al compoziţiei chimice să fie un oţel carbon sau un oţel slab aliat pentru ca susţinerile să nu înregistreze un preţ de cost ridicat.

b. Rezistenţa de rupere a oţelului să fie de 65—70 kgf/mm^2.

c. Limita de curgere să se situeze în intervalul 40—45 kgf/mm^2.

d. Lungirea la rupere (δ 5) să fie de minim 18%.

e. Rezilienţa efectuată pe o probă echivalentă probei vest-germane DVM îmbătrînită artificial, să fie de minimum 2 kgm/cm^2.

f. Oţelul să poată fi laminat la cald în profile uzuale în minerit fără să înregistreze fisuri.

g. Profilele laminate să poată fi curbate, să suporte îndoiri şi îndreptări repetate, la rece, fără să înregistreze fisuri şi fără să necesite o normalizare ulterioară.

Folosirea, la susţinerea galeriilor, a unui oţel cu caracteristicile mecanice amintite mai sus, va conduce la următoarele avantaje :

— Realizarea unor construcţii de susţineri inferioare ca greutate, cu circa 30% la capacităţi portante egale. Faţă de cantitatea de circa 30 000 t profile clopot planificată a se consuma pentru susţinerea galeriilor în anul 1967, la confecţionarea unor cadre de susţinere cu capacităţile portante actuale se va realiza o economie anuală de 9 000 t oţel.

— Realizarea unor economii de metal prin îmbunătăţirea coeficientului de reutilizare a cadrelor de susţinere.

— Folosirea unui oţel cu deformabilitate superioară va micşora procentul de cadre rupte în exploatare sau în timpul îndreptărilor la rece.

— Micşorarea cheltuielilor de întreţinere a lucrărilor de deschidere şi pregătire, prin folosirea unor cadre de susţinere cu portanţă superioară.

— Mărirea duratei de existenţă a echipamentului de susţinere datorită micşorării tendenţei de îmbătrînire a oţelului la îndoiri şi îndreptări repetate.

— Micşorarea cheltuielilor înregistrate la manipularea şi transportul elementelor de susţinere prin utilizarea unor elemente de greutate inferioară.

BIBLIOGRAFIE

[1] Spruth, F. *Susţinerea metalică a galeriilor.* Verlag Glückauf Essen, 1959.

[2] Kuhn, O. *Susţinerea minieră la expoziţia minieră germană din 1954.* Glückauf nr. 43/44, 1954.

[3] Schwarz, H. Kommanditgesellschaft. *Ofertă* nr. 344/2 001 din 23.4.1966.

[4] Bochumer Eisenhütte Heinztmann & Co. *Prospecte pentru susţineri de galerii.*

[5] Kronmarck, St. *Folosirea oţelurilor speciale de suprafaţă ST-45/60 (18 Mn Si Ti 5) ca oţel pentru susţineri miniere.* Die Technik, nr. 6, 1962.

[6] Latin, A., Sutcliffe, D. A. *Studii privind rezistenţa şi modul de rupere al oţelurilor folosite la susţineri miniere solicitate la încovoieri repetate.* Colliery Engineering, aprilie, 1965.

[7] * * * *Susţinerea în galerii.* Revue de l'industrie minérale, aprilie, 1961.

[8] Ghelenskul, M. N. *Eficacitatea susţinerii metalice şi de beton armat în lucrările miniere pregătitoare din minele de cărbune.* Mehanizaţia Trudoemkih i Teajolîh Robot, nr. 9, 1956.

[9] Lucacs, L. *Economia de material feros în industria minieră.* Bányászati Lapok, nr. 7, 1956.

[10] * * * *Colecţii de Standarde de oţeluri DIN, GOST, T.G.L., BS, STAS.*

Aparate de măsură pentru studiul regimului de presiune în abataje, utilizate în cercetările efectuate de ICEMIN

Ing. V. PARASCHIV și
ing. T. TÖKÉS

Cunoașterea modului de manifestare a presiunii miniere în lucrările subterane are o importanță deosebită în alegerea și dimensionarea elementelor de susținere, la stabilirea monografiilor de susținere, la conducerea corectă a lucrului în abataje.

Pînă în prezent studiul regimului de presiune din abatajele minelor noastre de cărbuni s-a realizat cu ajutorul stîlpilor hidraulici adaptați pentru măsurătorile de presiune și prin dinamometre hidraulice (mesdoze) destinate măsurării sarcinilor concentrate.

Studierea mai complexă a regimului de presiune a necesitat imaginarea și realizarea de noi aparate și dispozitive care, pe lîngă măsurătorile de sarcini din abataje și din galerii, să poată asigura studiul presiunii de reazem, a presiunii din zona surpată, precum și studiul mărimii deplasărilor și mișcărilor straturilor de roci din coperișul stratului de cărbune.

După principiul de funcționare, aparatele realizate se grupează în două categorii :

1. Aparate bazate pe principii electrice ;
2. Aparate bazate pe principii hidraulice.

Indiferent de principiul pe care se bazează, aparatura realizată servește pentru măsurarea următorilor parametri :

— sarcini concentrate ;
— deformațiile elementelor de susținere ;
— sarcini uniform repartizate ;
— presiunea de reazem și presiunea din zona exploatată ;
— mișcările de alunecare ale pachetelor de strate.

Mai jos se expun aparatele și dispozitivele proiectate și realizate de ICEMIN în perioada 1964—1966, descriindu-se principiile de funcționare, precum și rezultatele obținute.

I. Aparate bazate pe principii electrice

Datorită comodității de lucru, a siguranței în exploatare (siguranță dată de robustețea lor), a preciziei ridicate, precum și a faptului că permit efectuarea grupată și de la distanță a măsurătorilor, majoritatea aparatelor realizate au la bază principii electrice de funcționare.

În general, aparatele electrice de măsurare sînt compuse din trei părți principale :

— doza sau captorul ;
— cablurile de legătură ;
— aparate de înregistrare.

Măsurătorile bazate pe principii electrice sînt larg răspîndite în tehnică. Aplicarea acestui sistem de măsurare în condiții de mină presupune realizarea dozelor sau captoarelor corespunzătoare.

Dozele electrice au fost realizate pe principiul tensometriei rezistive, utilizînd în acest scop timbre tensometrice fabricate în țară, la INCERC-B.A.C. respectiv cele oferite de firme străine. Aparatura de măsură constă din punți tensometrice și cutii de conexiune oferite de firme constructoare străine (Metra R.S.C., Hottinger — Republica Federală a Germaniei, Orion — R.P.U. etc.).

În continuare vom descrie principalele doze realizate și experimentate.

1. *Doza electrică pentru sarcini concentrate pînă la 25 tf*

Doza este alcătuită dintr-un corp cilindric de oțel închis la unul din capete, pe a cărui suprafață interioară sînt lipite mărci tensometrice dispuse de-a lungul generatoarelor sale. Conexiunile mărcilor sînt scoase printr-un orificu la baza cilindrului și fixate pe un alt cilindru exterior pe care este sudată o piesă ce servește la fixarea fișelor de contact (fig. 1).

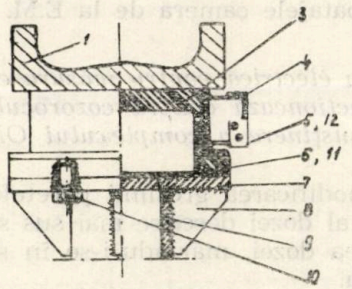


Fig. 1

Cilindrul interior *3*, pe care sînt lipite mărcile tensometrice este piesa activă a dozei. Acest cilindru este prevăzut la unul din capete cu o flanșă exterioară de care se fixează atît cilindrul exterior *5* cît și placa de fixare *7* a dozei pe telescopul stîlpului de susținere *9*. Pălăria *1* asigură realizarea unui contact cu grinda. Bornele electrice sînt protejate de capacul interior *6*.

Doza se montează între stîlp și grindă, astfel că presiunea exercitată asupra stîlpului afec-

tează și doza electrică. Sub presiune cilindrul interior activ se comprimă, antrenînd în deformare și mărcile tensometrice. Schimbarea rezistențelor electrice ale mărcilor în funcție de deformație este înregistrată de o punte tensometrică.

Sarcina pe doză — respectiv pe stîlp — se determină cu ajutorul curbei de etalonare a dozei $\varepsilon = f(P)$, stabilită în laborator (fig. 2).

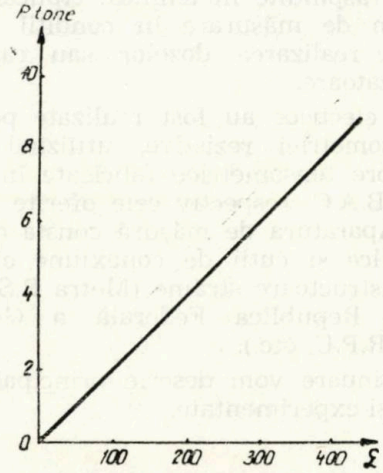


Fig. 2

Curbele de etalonare sînt liniare, cele două ramuri ale unei curbe (la încărcare și descărcare) fiind suprapuse la încercări repetate.

Precizia de lucru a acestor doze este foarte ridicată, erorile situîndu-se sub ± 2% din valoarea măsurată.

Dozele s-au folosit la măsurarea presiunii miniere în cazul folosirii stîlpilor cu fricțiune ST, la abatajele cameră de la E.M. Leurda.

2. *Doza electrică pentru măsurarea sarcinilor ce acționează asupra cozorocului secțiilor de susținere a complexului OMKT*

Prin modificarea grosimii peretelui cilindrului activ al dozei descrise mai sus s-a micșorat capacitatea dozei, mărindu-i-se în schimb sensibilitatea.

Eroarea de lucru scade sub ± 1,3% și se remarcă numai în zona sarcinilor mici (4 t).

Astfel modificate dozele au fost amplasate pe cozorocul secțiilor de susținere ale complexului mecanizat OMKT-IV. Pentru repartizarea uniformă a sarcinilor pe cozoroc, dozele au fost montate sub o placă comună, placă ce era în contact intim cu tavanul abatajului (fig. 3).

Comportarea dozelor pe perioada măsurătorilor a fost foarte bună, valorile înregistrate nedepășind un maxim de 18 tf.

Diagrama de lucru a dozelor în subteran este arătată în figura 4.

3. *Doza electrică pentru studiul susținerii ancorate*

Pentru studiul eforturilor exercitate asupra susținerii ancorate s-a modificat tipul de doză electrică descris mai sus, adăugîndu-se în axul

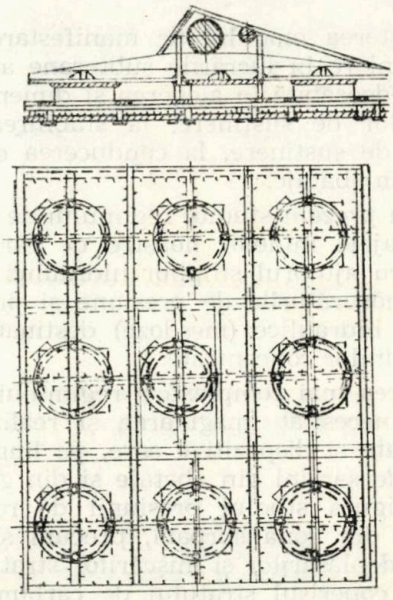


Fig. 3

ei un ghidaj cilindric pentru introducerea tijei metalice a ancorelor.

Amplasarea dozei electrice pe teren în poziția de măsurare este arătată în figura 5, doza fiind comprimată între peretele lucrării miniere și placa metalică *2* fixată la capătul ancorei metalice *1*.

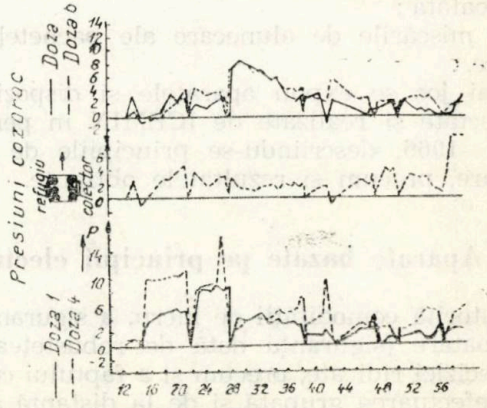


Fig. 4

Ghidajul cilindric central *4*, fiind executat din material inferior și cu grosimea redusă a pereților, precum și pentru faptul că la unul din capete este liber, nu modifică caracteristica de lucru a dozei.

Curba de etalonare este aceeași cu a dozei inițiale, de 25 și 18 tf.

Un număr de 10 doze au fost etalonate în laborator, urmînd a fi introduse în subteran la minele Bălan și Horăști.

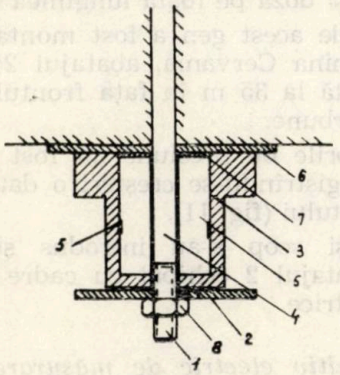


Fig. 5

4. *Doză electrică pentru măsurarea presiunilor în surpare, cu o capacitate de 40 tf*

Doza este asemănătoare celor descrise anterior, fiind însă mai robustă (fig. 6). Caracteristica acestor doze este liniaritatea perfectă a indicațiilor, cele două ramuri de încărcare și descărcare a curbei de etalonare suprapunîn-

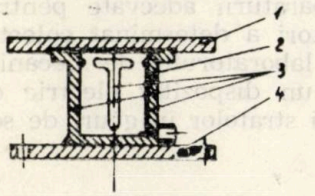


Fig. 6

du-se total. Deși foarte robustă, doza are o sensibilitate mărită, înregistrînd variații de sarcină sub 100 kgf.

Montate între două plăci de repartizare a presiunii, două doze de acest tip au fost montate la E.M. Filipeștii de Pădure — mina Cervania — abataj 218, pentru măsurarea presiunilor în spatele frontului surpat.

Rezultatele măsurătorilor în acest abataj sînt arătate informativ în figura 7.

5. *Bolț tensometric pentru măsurarea sarcinilor în articulația scutului de la susținerea mecanizată*

Bolțul tensometric (fig. 8) este o piesă confecționată din oțel superior, suprafața sa exterioară avînd forma unui sinusoid de revoluție. În cele trei puncte cu diametru maxim se realizează transmiterea sarcinilor din articulație. În spațiile dintre contururile cu diametru maxim s-au creat prin rabotare-frezare, lăcașe pentru lipirea și ocrotirea mărcilor tensometrice.

Tensiunile din bolț sînt înregistrate pe trei axe de măsurare dispuse la 120°.

Bolțul lucrează în articulația scutului ca o grindă simplu rezemată, înregistrînd pe cele trei axe de măsurare tensiuni de încovoiere.

Curba de etalonare efectuată în laborator dă posibilitatea determinării sarcinii pe bolț și direcției de aplicare a acesteia (fig. 9).

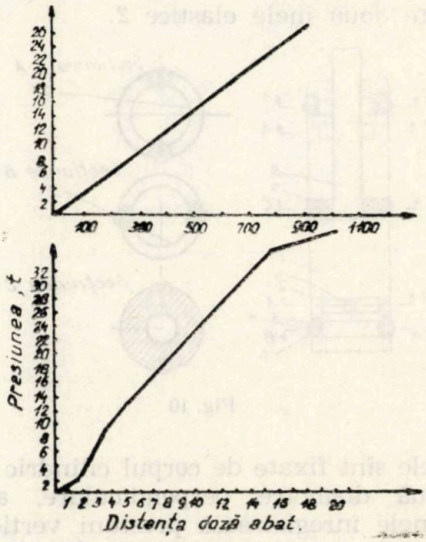


Fig. 7

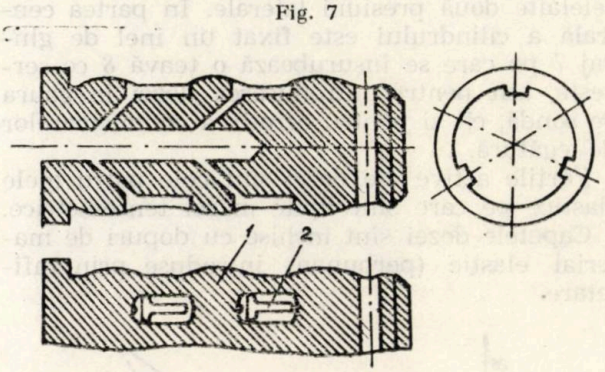


Fig. 8

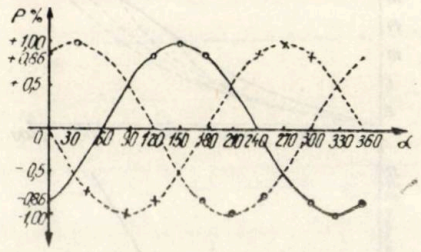


Fig. 9

Bolțurile realizate au fost utilizate la măsurătorile de presiune pe scuturile OMKT din abatajul nr. 11 de la E.M. Horăști efectuate în anul 1965, iar în prezent în abatajul 2 panoul 2 del a E.M. Leurda.

Comportarea lor în condiții de mină, pe toată durata măsurătorilor a fost foarte bună, rezultatele obținute fiind interpretate în cadrul studiului referitor la complexul mecanizat OMKT.

6. *Doza electrică pentru măsurarea presiunilor în interiorul unui masiv*

Pentru măsurarea presiunilor în interiorul masivului, ICEMIN a realizat o doză electrică ce se introduce în masiv în interiorul unei găuri de sondă.

Doza (fig. 10) este alcătuită dintr-un corp cilindric *1* la capetele căruia se fixează în interior cîte două inele elastice *2*.

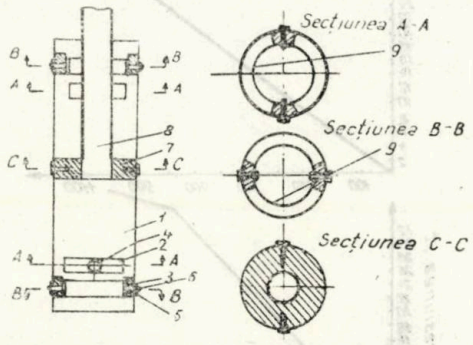


Fig. 10

Inelele sînt fixate de corpul cilindric al dozei pe două diametre perpendiculare, astfel că două inele înregistrează presiuni verticale, iar celelalte două presiuni laterale. În partea centrală a cilindrului este fixat un inel de ghidaj 7 pe care se înșurubează o țeavă *8* ce servește, atît pentru introducerea dozei în gaura de sondă, cît și pentru ocrotirea conductoarelor de legătură.

Părțile active ale dozei sînt cele patru inele elastice pe care sînt lipite mărci tensometrice.

Capetele dozei sînt închise cu dopuri de material elastic (perbunan) introduse prin înfiletare.

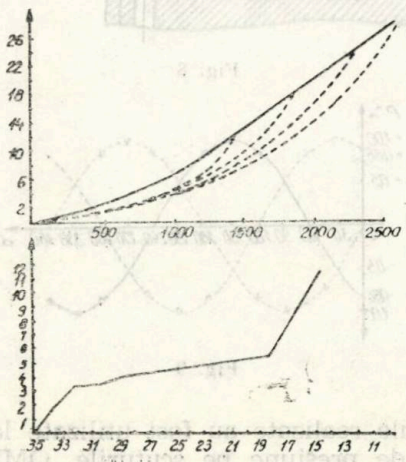


Fig. 11

Etalonarea dozelor în laborator s-a făcut în nisip — un exemplu de curbe de etalonare fiind arătat în fig. 11.

Se observă diferența între ramura de încărcare și cea de descărcare, diferență datorată comprimării ireversibile a nisipului ; precizia de lucru a dozei este de ± 2,5%.

Pe teren doza se montează în gaura de sondă în care s-a injectat un mortar slab de ciment. Acesta are rolul de a asigura un contact intim între rocă și doză pe toată lungimea dozei.

O doză de acest gen a fost montată la E.M. Filipești, mina Cervania, abatajul 218. Doza a fost montată la 35 m în fața frontului, în masivul de cărbune.

Măsurătorile de presiune au fost făcute periodic, înregistrîndu-se creșteri o dată cu apropierea frontului (fig. 11).

În același scop s-au introdus și la mina Leurda abatajul 2 echipat cu cadre OMKT — 6 doze electrice.

7. *Dispozitiv electric de măsurare a deplasării stratelor în găuri de sondă*

Studiul regimului de presiune într-un abataj, reclamă și cunoașterea presiunilor din abataj și din interiorul masivului, dar și a mărimii și direcției undelor de propagare a presiunii în pachetul de strate acoperitoare. Acest lucru este posibil prin măsurarea deplasării stratelor din acoperiș, atît în plan vertical, cît și în plan orizontal.

Lipsa aparaturii adecvate pentru acest gen de măsurători a determinat colectivul de cercetători al laboratorului de mecanica rocilor să proiecteze un dispozitiv electric de măsurare a deplasării stratelor în găuri de sondă.

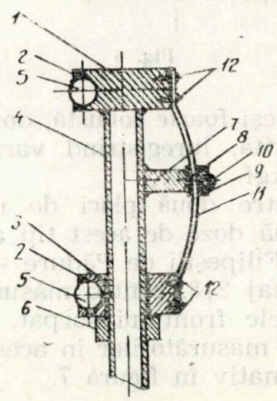


Fig. 12

Dispozitivul (fig. 12) este alcătuit dintr-o țeavă de oțel *4* la capătul căreia este sudată o piesă cilindrică de ghidare *1*. O altă piesă asemănătoare *3* circulă liber pe țeavă fiind ghidată de o șaibă filetată *6* care-i determină poziția. Ambele piese *1* și *3* sînt prevăzute cu cîte o bilă de rulment pentru deplasarea de-a lungul găurii de sondă. Diametral opus cu bila de rulment se fixează pe ambele piese o lamă elastică *11* de oțel pe care se lipesc mărcile tensometrice.

Lama are fixată în centrul său o piesă *8* prevăzută de asemenea cu o bilă de rulment pentru înscrierea — cu ușurință — a dispozitivului în gaura de sondă. Prin intermediul unui genunchi *7* sudat pe țeava de ghidaj, lama elastică este încovoiată numai într-un anumit sens. Cu ajutorul șaibei de strîngere *6*, lama elastică primește o tensiune inițială la o valoare determinată.

Pentru a se evita închiderea găurii de sondă, aceasta se căptușește cu un tub din material plastic. Deplasarea stratelor străbătute de gaura de sondă face să se curbeze tubul plastic.

La trecerea prin această curbură, lama elastică a dispozitivului descris se încovoaie, transmițînd această încovoiere mărcilor tensometrice lipite pe ea. Rotind dispozitivul în gaură — pînă la înregistrarea deformației maxime — se determină direcția deplasării stratelor.

Pînă la suprafață, țeava centrală a dispozitivului este prelungită cu tronsoane de țeavă din material plastic semirigid.

Aceste tronsoane sînt gradate pentru determinarea adîncimii de măsurare.

II. Aparate de măsură bazate pe principii hidraulice

Dozele construite pe acest principiu folosesc ca agent de transmitere a energiei uleiul care, datorită incompresibilității sale, asigură o transmitere fidelă, dînd sensibilitate ridicată aparatului.

Aceste aparate se compun dintr-o parte mecanică care prevede de obicei piese necesare adaptării aparatului în locul de măsurare ales — o cavitate de lucru a lichidului cu un ventil de umplere și un manometru de înregistrare.

În general, aparatele bazate pe acest principiu asigură stabilitatea măsurătorilor de durată, prezentînd ca dezavantaj sensibilitatea manometrului, care se defectează ușor. Ținînd cont însă că în subteran apare necesitatea unor măsurători de presiune și pe durată mai mare — cercetătorii din cadrul ICEMIN au realizat cîteva tipuri de aparate bazate pe acest principiu.

Dintre cele mai importante, prezentăm :

Doza hidraulică de măsurare a presiunilor în masiv (fig. 13).

Introdusă într-o gaură de sondă, practicată în masiv, doza transmite direct la manometre presiunile exercitate de masiv asupra sa.

Constructiv doza este compusă dintr-o țeavă centrală perforată *1* în jurul căreia se află o membrană elastică de cauciuc de 70 cm lungime *2*, închisă la capete cu ajutorul unor flanșe metalice *4* sudate pe țeavă.

La unul din capete țeava se prelungește cu o altă țeavă subțire de cupru la capătul căreia se asamblează piesa *3* prevăzută cu ventilul de umplere al dozei și cu racordurile de montare.

La celălalt capăt al țevii centrale se află un alt ventil pentru evacuarea aerului din interiorul dozei.

Inițial doza se umple cu lichid (ulei sau apă) la presiunea de 1 at, apoi după închiderea ventilelor se introduce în gaura de sondă. După introducerea dozei, se injectează lapte de ciment (sau mortar slab) pe o lungime de circa 2—2,5 m. Doza se lasă apoi 24 h pînă la efectuarea prizei, după care se ridică presiunea în interior pînă la 8—10 at, realizîndu-se în acest fel punerea dozei în lucru.

Încercările de laborator au dat rezultate satisfăcătoare. Pentru montarea pe teren însă, mai sînt necesare unele îmbunătățiri în ceea ce privește modul de injectare al laptelui de ciment pentru solidarizarea dozei cu roca.

III. Concluzii

Aparatele realizate pînă în prezent în cadrul institutului asigură măsurarea unei game largi de elemente necesare în studiul manifestării presiunii miniere. Ele au permis inițierea primelor măsurători complexe de presiune în bazinul Motru în anii 1965 și 1966. Concepția, construcția și etalonarea acestor aparate s-a realizat integral în cadrul ICEMIN.

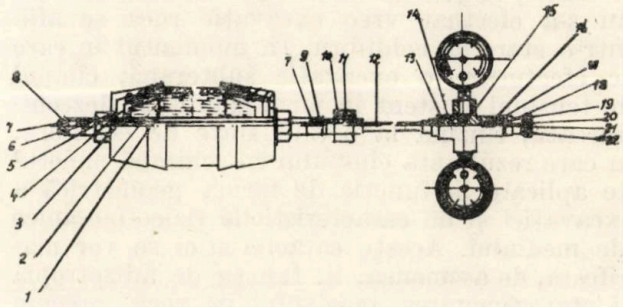


Fig. 13

O parte din aparatele realizate are grad de precizie și robustețe constructivă corespunzătoare, fapt care permite confecționarea acestora în serii mici pentru a acoperi necesitățile imediate ale unităților de cercetare sau ale exploatărilor. Construcția lor va trebui însă preluată de o unitate specializată.

Metode și aparatură pentru determinarea presiunilor active manifestate în lucrările subterane

Ing. D. GEORGESCU
și ing. F. SAVIN

Cunoașterea valorică a presiunilor care se manifestă asupra conturului unei excavații subterane prezintă interes, atît din punct de vedere static, privind dimensionarea lucrărilor subterane de durată, cît și din punct de vedere dinamic, privind clarificarea problemelor de dirijare a acoperișului lucrării miniere subterane de exploatare.

Folosirea unor metode practice de estimare a presiunilor care se manifestă asupra conturului excavației subterane capătă importanță cu atît mai mult cu cît procedeele de calcul analitic au la bază numeroase ipoteze ce complică valabilitatea aplicării lor în diferite cazuri, funcție de forma geometrică a excavației și a caracteristicilor fizico-mecanice ale rocii înconjurătoare.

Ceva mai mult, toate ipotezele adoptă un calcul analitic care pleacă de la considerente simplificate, considerînd masivul de roci ca un mediu omogen, elastic, continuu și izotrop.

De exemplu, în cazul determinării presiunilor manifestate asupra tavanului unei lucrări subterane, procedeele analitice folosesc ipoteze ca aceea a proporționalității presiunilor litostatice cu adîncimea lucrării subterane și grosimea formațiilor de roci acoperitoare, a independenței valorice a presiunilor litostatice față de grosimea formațiilor de roci acoperitoare sau pe ipoteza teoriei elasticității prin condițiile de limită corespunzătoare.

Static, se știe că în masivul de rocă în care nu s-a efectuat vreo excavație roca se află într-o stare de echilibru. În momentul în care se efectuează o excavație subterană, cîmpul de tensiuni existent în jurul golului se dezechilibrează, tinzînd la o altă stare de echilibru, în care rezultanta cîmpului își schimbă punctul de aplicare în funcție de forma geometrică a excavației și de caracteristicile fizico-mecanice ale mediului. Aceste caracteristici se vor manifesta, de asemenea, în funcție de anizotropia și eterogeneitatea masivului de rocă, precum și de discontinuitatea lui dată, atît de starea tectonică, cît și de efectele de derocare din timpul excavării lucrării.

O nouă stare de echilibru static în jurul golului subteran va fi redobîndită numai dacă proprietățile fizico-mecanice ale masivului de rocă au valori sub limita de deformabilitate a acestuia (cazul rocilor eruptive, metamorfice și a celor sedimentare cu coeficient mărit de tărie, ușor discontinuu și caracterizate prin modul mare de deformare).

Domeniul de deformabilitate al unei roci este dat prin gradul de intensitate anizotropic, eterogen și discontinuu. Prin limita de deformabilitate, exprimată mai sus, se înțelege, în cazul corpurilor omogene, izotrope și continue, limita de curgere plastică. În cazul rocilor, stările complexe ce le capătă o rocă sub sarcină pot fi înțelese și elucidate prin studiul de fluaj.

În cazul în care caracteristicile fizico-mecanice ale mediului din jurul golului subteran (sau mai mult, din tavanul golului subteran) au valori peste limita de deformabilitate a rocilor, atunci surparea parțială sau totală este inevitabilă, dezvoltîndu-se în timp și în mod continuu.

Literatura clasică exprimă această stare de deformabilitate prin așa-zisa presiune litodinamică caracterizată printr-o viteză de deformare mărită (viteza mare de fluaj).

Realitatea este că și în primul caz poate avea loc o deformare a masivului de rocă (în special în tavanul lucrării subterane) pînă la recăpătarea unei stări de echilibru, însă viteza de deformare este redusă în timp, tinzînd către zero.

Cunoașterea valorică a presiunilor și orientarea acestora este necesară pentru dimensionarea economică a susținerilor, precum și pentru alegerea unei monografii adecvate.

În studiul de față se va descrie, în partea I, estimarea presiunilor active din tavanul lucrărilor subterane pentru un tronson infinit mare, pe baza măsurătorilor efectuate într-un tronson scurt de galerie, discutîndu-se și despre dispozitivul de măsurare bazat pe principiul măsurării monoaxiale.

În partea a II-a a lucrării se vor descrie principiile și aparatura de măsurare a presiunilor active din lucrările subterane după o distribuție cilindrică a presiunilor (cu profil circular), discutînd și despre principiile de lucru ale aparatelor de măsurare în toate cazurile, precum și influența acestora asupra rezultatelor obținute. De asemenea, se vor trece în revistă noile orientări în ce privește interpretarea determinării presiunilor active cu ajutorul studiului reologic.

PARTEA I

1. Determinarea presiunilor manifestate în lungul unei galerii, pe baza deformațiilor longitudinale maxime

Un factor important în dimensionarea și susținerea economică a lucrărilor miniere subterane îl constituie și cunoașterea variației de

creştere a presiunilor manifestate în lungul unei galerii.

De această problemă s-a ocupat şi H. Börger [1], stabilind condiţiile de echilibru ale unei camere de exploatare într-un zăcămînt de sare. În condiţiile de limită, acesta stabileşte ecuaţia :

$$2(d + l) \cdot H \cdot \sigma_{rf} = d \cdot l \cdot h \cdot \rho_a \cdot H \qquad (1)$$

unde :

l este lungimea camerei de exploatare ;
d — deschiderea lucrării la tavan ;
H — grosimea pachetului de roci de deasupra lucrării subterane ;
σ_{rf} — rezistenţa de rupere la forfecare a sării ;
ρ_a — densitatea aparentă a sării.

Această relaţie relevă faptul că manifestarea presiunilor, în urma dezechilibrării cîmpului de tensiuni din tavanul unei astfel de lucrări subterane, nu depinde nici de adîncimea lucrării şi nici de grosimea pachetului de roci de deasupra lucrării.

Dacă necunoscutele din relaţia de mai sus sînt l şi d, atunci :

$$l = q \cdot \frac{d}{d-q} \quad \text{unde} \quad q = \frac{2\sigma_{rf}}{\rho_a}.$$

Studiind variaţia lui l, faţă de valoarea d, rezultă :

d	0	q	$+\infty$
l	0	$+\infty$	q

După ing. H. Börger, reiese deci că într-o formaţie de rocă cu caracteristici fizico-mecanice apropiate de un mediu omogen, lungimea unei camere în condiţii de echilibru poate să fie infinit de mare pentru o deschidere pînă la o valoare maximă $d = q$, la care mărimea presiunii manifestate în tavanul lucrării să nu depăşească rezistenţa la forfecare a rocii. Luînd $\sigma_{rf} = 50$ t/m² şi $\rho_a = 2{,}2$ t/m³, Börger stabileşte că pentru o deschidere pînă la 45 m, lungimea unei camere poate fi infinit de mare într-un zăcămînt de sare.

Practic, presiunile (şi deformaţiile corespunzătoare) care se manifestă în tavanul lucrării săpate în formaţiile de roci, fie ele stîncoase şi în majoritatea lor anizotrope şi discontinue, prezintă valori ce variază în lungul acestora.

1.1. *Cazul galeriilor sub presiune cu profil circular, solicitate la presiuni pasive*

În cazul galeriilor cilindrice (cu profil circular) săpate în roci dure (cazul galeriilor sub presiune, de aducţie sau forţate, din complexele hidrotehnice), au fost determinate deformaţiile limită ale pereţilor, solicitaţi la împingeri pasive (presiuni interioare) pentru o lungime a galeriei infinit mare.

Astfel, H. Lauffer [2] determină deformabilitatea limită corespunzătoare unei galerii infiuit de lungă, plecînd de la analiza curbei $p_i = f(d)$, presiune-deformaţie, trasată pentru un tronson scurt de încărcare pasivă, denumit tronson-modul.

Mărimea deformaţiei-limită ($d\,\infty$) variază în funcţie de valoarea presiunii interioare exercitate asupra masivului de rocă (pereţii galeriei).

Analiza acestei demonstraţii este arătată în figura 1.

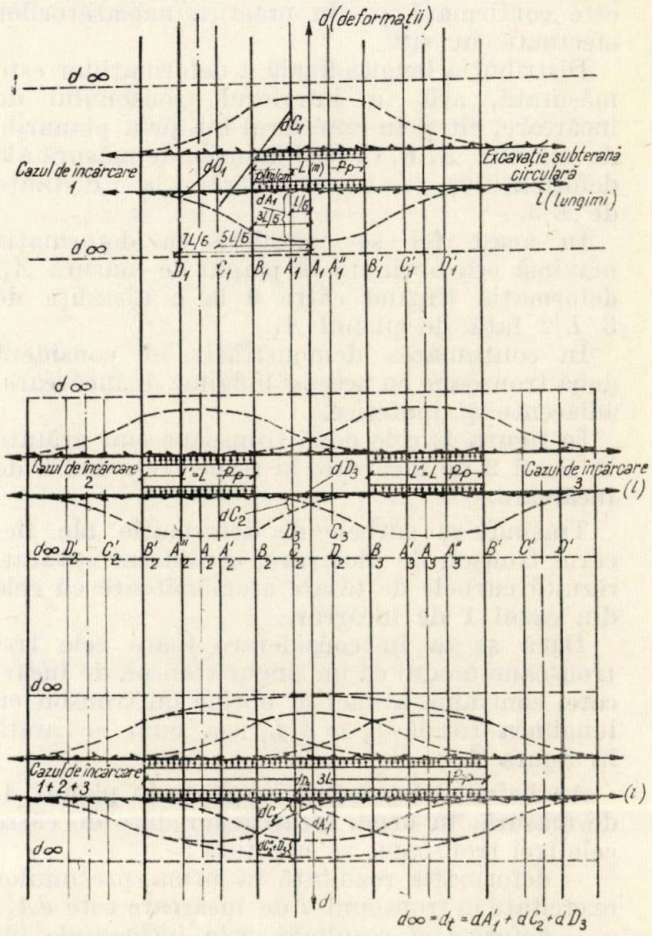


Fig. 1. Determinarea distribuţiei deformabilităţii longitudinale a rocii între galeria subterană supusă la solicitări pasive :

A, B, C, D — planuri de măsurare a deformaţiilor ; d — deformaţii ; l — lungimi ; L, L', L'' — tronsoane — modul de încărcare ; $d\infty$ — deformaţia pentru o lungime infinită a tronsonului de încărcare ; d_t — deformaţia totală obţinută în planul A'_1 de măsură în cazul modulului de încărcare 3 L ; p_p — presiune pasivă asupra masivului de rocă.

Cazul de încărcare *1*, reprezentat în partea de sus a figurii, corespunde cazului de încărcare real dat de către un dispozitiv de încercare la compresiune cu lungimea egală cu cea a tronsonului-modul L.

Tronsonul-modul îl constituie deci o galerie experimentală, circulară, cu diametrul egal cu lungimea l.

Pe măsura solicitării masivului de rocă pe lungimea tronsonului 1 la încărcare pasivă, pereții excavației se vor deforma pe lungimi proporționale cu valoarea presiunii p_i, dezvoltată în presele radiale ale dispozitivului de încercare.

Curbele de tasare figurate corespund ipotezei simplificate ale lui Boussinescq—Verdeyen, considerate pentru un semispațiu infinit, elastic și omogen.

Cîmpul de influență al presiunilor și deci al deformațiilor, exercitat pe un tronson cu lungimea L, s-a considerat că se propagă pe o lungime de 3 L a galeriei subterane. Aceasta este confirmată și din practica măsurătorilor efectuate în situ.

Distribuția longitudinală a deformațiilor este măsurată, atît în interiorul tronsonului de încărcare, cît și în exteriorul lui, prin planurile de măsură A, B, C, D. Planurile de măsură ale deformațiilor s-au considerat la distanțe de $L/3$.

În acest fel se consideră ca deformație maximă cea obținută în planul de măsură A_1, deformația tinzînd către 0 la o distanță de 3 $L/2$ față de planul A_1.

În continuarea demonstrării, se consideră două tronsoane cu aceeași lungime de încărcare, adiacente și ipotetice.

În figura 1, cele două tronsoane sînt arătate la cazul 2 de încărcare și respectiv cazul 3 de încărcare.

Trasîndu-se curbele de deformație ale fiecărui tronson de încărcare, considerat separat, rezultă curbele de tasare asemănătoare cu cele din cazul 1 de încărcare.

Dacă se ia în considerare toate cele trei tronsoane-modul ca un singur tronson de încărcare, continuu, atunci se obține un tronson cu lungimea totală $L_t = 3\ L$, așa cum se arată în figura 1.

Analizînd deformațiile rezultate în planul A_1 de măsură, în urma încărcărilor date de către cele trei tronsoane, se constată :

— deformația rezultată în urma presiunilor exercitate în tronsonul *1* de încărcare este dA_1' ;

— deformația rezultată prin influențele încărcărilor din tronsonul 2 de încărcare, este de dC_2, egală cu deformația înregistrată în planul C_1 din tronsonul *1* de încărcare ;

— deformația rezultată din influența încărcărilor pasive ale rocii, din tronsonul 3 este de dD_3, egală cu deformația înregistrată în planul de măsurare al primului tronson dD_1.

Prin înfășurarea celor trei curbe de deformație obținute de la cele trei tronsoane de încărcare pasivă, rezultă o curbă de deformație dată de tronsonul continuu 3 L, cu săgeata maximă d_t.

Orice tronson-modul de încărcare adăugat la tronsonul continuu 3 L va înregistra, prin supunerea la aceeași presiune interioară, curbe de deformare a pereților, asemănătoare curbelor rezultate la celelalte tronsoane. Prin integrarea acestor curbe la înfășurarea curbelor, din cazul celor trei tronsoane, săgeata maximă a înfășurării nu va fi mai mare decît cea obținută inițial și anume d_t. Aceasta demonstrează că curba de deformație-înfășurătoare rezultată din trei tronsoane-modul adiacente, $3L$, va avea o amplitudine maximă d_t apropiată de valoarea deformației maxime obținute în cazul unui tronson cu lungime infinit de mare. Studiind în continuare deformațiile tronsonului continuu 3 L din planul de măsură A_1', se constată că $d_t = dA_1' + dC_2 + dD_3$.

Raportîndu-ne numai la deformațiile obținute în tronsonul *1* de încărcare (tronsonul real de încercare), atunci $d_t = dA_1' + dC_1 + dD_1$. Rezultă deci că se poate aproxima deformația limită $d\infty = d_t$ pentru un tronson cu lungimea infinit mare, numai din măsurătorile efectuate într-un singur tronson-modul de încercare cu lungime redusă, de exemplu 1,5—2 m. De asemenea, deformarea limită d_t corespunde, conform curbei presiune-tasare, la presiunea aferentă p_i.

Dr. Tremmel a calculat analitic, pe baza teoriei elasticității (considerînd roca ca un corp omogen și izotrop cu deformații liniare), deformația maximă ce se poate obține într-un tronson-modul (cu lungime redusă) supus la încărcare pasivă. Calculul a fost întocmit pentru cazul galeriilor cu secțiune circulară. A rezultat, în urma calculului efectuat, că deformația obținută în planul de măsură A_1' reprezintă 74% din deformația totală calculată pentru un tronson continuu ($d\infty$). Aceasta înseamnă că deformațiile $dD_1 + dC_1$ totalizează 26% din deformația măsurată în planul A_1'. Însă, din experimentările efectuate în situ, s-a constatat că deformația maximă obținută într-un plan de măsură A_1', în cazul unui tronson scurt supus la încărcare pasivă, este de 92% din deformația totală $d\infty$ [2 și 3].

Aceasta demonstrează că din curba presiune-tasare obținută într-un tronson scurt de încercare, se poate determina curba presiune-tasare pentru un tronson cu lungime infinit mare, adăugîndu-se la deformația obținută în planul median (A_1' sau A_1''), 10—25% din această deformație.

1.2. *Cazul galeriilor miniere cu profil circular solicitate la presiuni active*

În cazul solicitării active a pereților unui masiv de rocă, într-un gol subteran, unele teorii din literatura clasică (teoria lui M. M. Protodiakonov) admit faptul că presiunile manifestate în tavanul lucrării subterane și într-un plan transversal se distribuie după o curbă parabolică (bolta de echilibru).

Admiţînd un tronson-modul de galerie subterană, cu lungimea L egală cu deschiderea ei, presiunile ce se manifestă în tavanul acesteia se dezvoltă după curba arătată în figura 2.

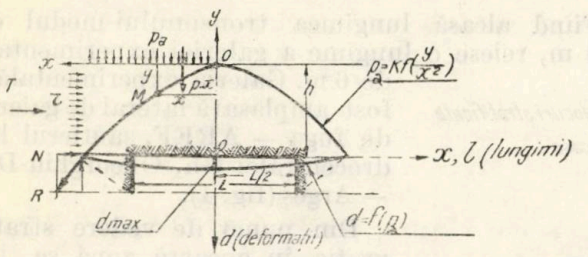


Fig. 2. Curba de presiune (bolta de echilibru) în condiţiile de apariţie numai a eforturilor de compresiune în tavanul unei lucrări subterane după M. M. Protodiakonov :
p_a – presiunea activă ; d – curba deformaţiilor.

Curba prezintă relaţia :

$$y = \frac{p_a}{2T} x^2, \qquad (2)$$

de unde :

$$p_a = 2T \frac{y}{x^2}$$

Notînd : $2T = K$, rezultă :

$$p_a = K \left(\frac{y}{x^2} \right).$$

Din figură rezultă :

T este împingerea orizontală ;
h — săgeata bolţii ;
L — lungimea tronsonului-modul ;
p_a — sarcina verticală pe unitatea de proiecţie orizontală a bolţii (împingerea activă asupra tavanului lucrării subterane).

Admiţînd distribuţia presiunilor active, în secţiune longitudinală a unui tronson-modul, conform celor enunţate mai sus şi adoptînd principiile dezvoltate la cazul 1.1., în ceea ce priveşte distribuţia longitudinală a deformaţiilor, se ajunge la situaţia prezentată în figura 3

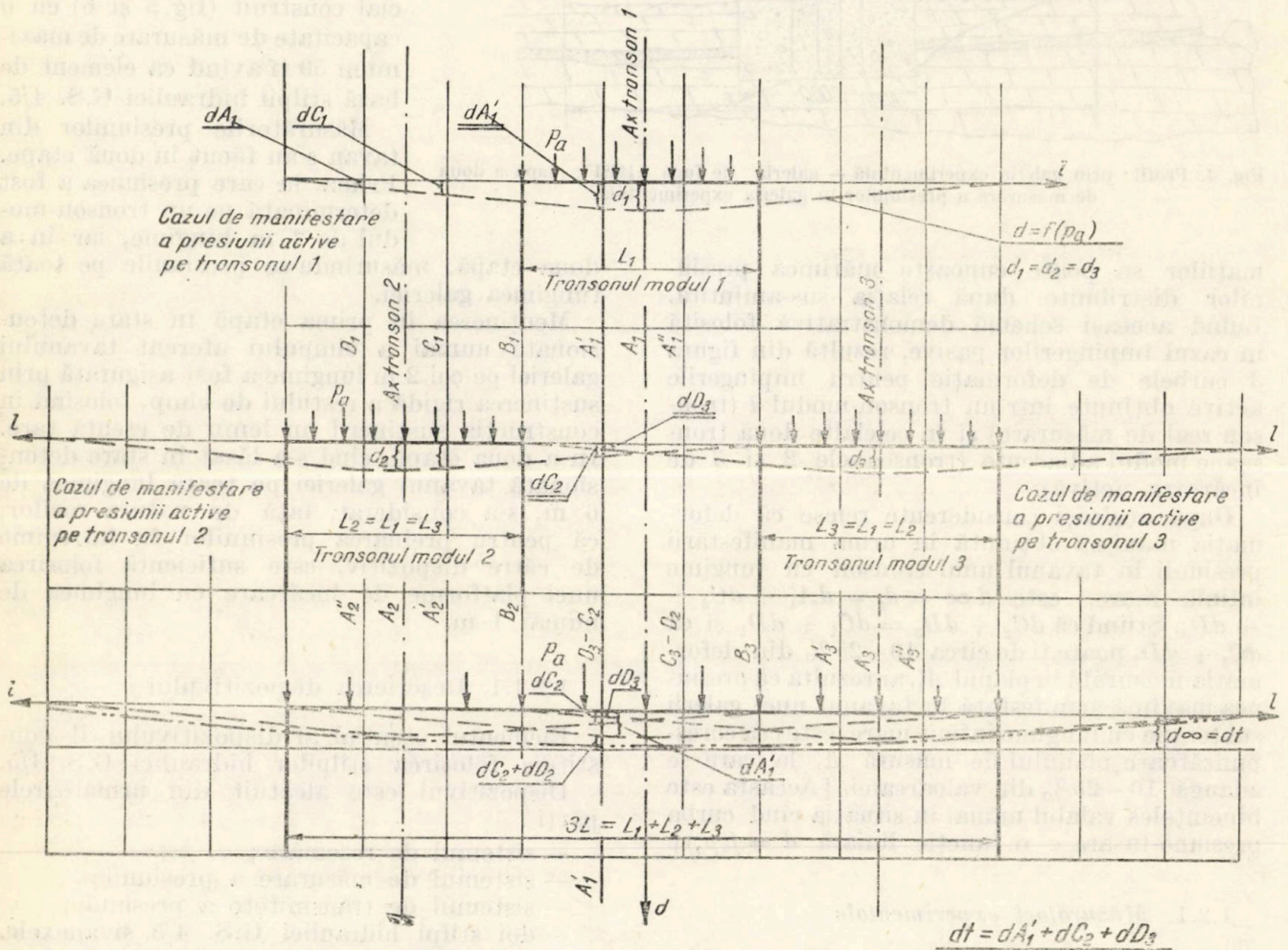


Fig. 3. Determinarea distribuţiei deformabilităţii longitudinale a rocii în tavanul unei galerii subterane supusă la solicitări active :

A, B, C, D – planuri de măsurare a deformabilităţii ; p_a – presiunile active ale rocii manifestate în tavanul galeriei subterane ; L_1, L_2, L_3 – tronsoane de galerie cu lungimi reduse (tronsoane cu lungimi-modul) ; l – lungimea galeriei ; d – deformarea tavanului galeriei în urma manifestării presiunii p_a ; dA_C, dB etc. – mărimea deformaţiilor în planurile de măsurare A, B etc. ; d – deformaţia maximă aproximativă pentru o lungime infinită a galeriei.

în care distribuția longitudinală a deformațiilor va fi :

$$d = f(p_a).$$

Avînd curba presiune-tasare pentru astfel de rocă ce alcătuiește tavanul tronsonului-modul, înseamnă că prin măsurarea deformațiilor se poate cunoaște mărimea presiunilor distribuite după relația sus-amintită. Luînd aceeași schemă demonstrativă folosită în cazul împingerilor pasive, rezultă din figura 3 curbele de deformație pentru împingerile active obținute într-un tronson-modul *1* (tronson real de măsurare) și în celelalte două tronsoane modul adiacente (tronsoanele *2* și *3* de încărcare activă).

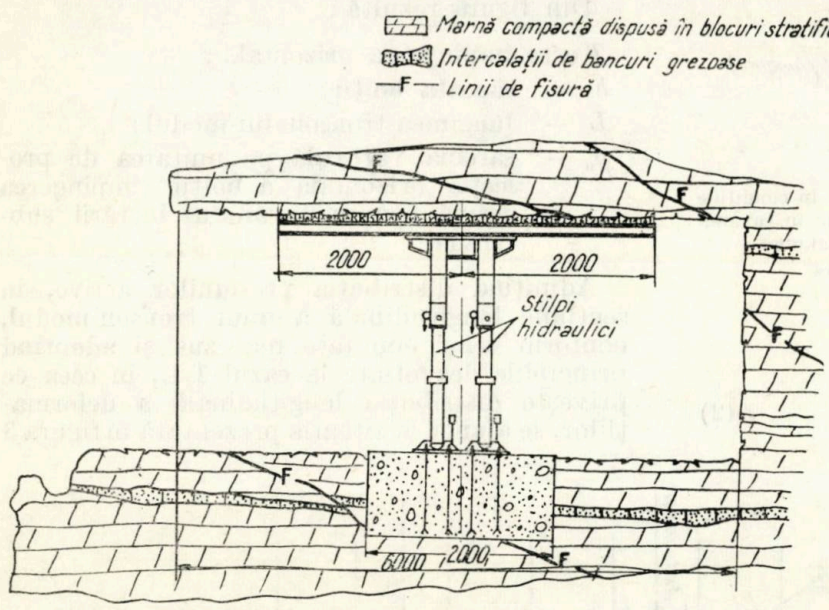


Fig. 4. Profil prin galeria experimentală — galeria de fugă AREF; etapa a doua de măsurare a presiunilor în galeria experimentală.

După aceleași considerente reiese că deformația maximă obținută în urma manifestării presiunii în tavanul unui tronson cu lungime infinit mare, este $d\infty = d_t = dA_1' + dC_2 + dD_3$. Știind că $dC_2 + dD_3 = dC_1 + dD_1$ și că $dC_1 + dD_1$ poate fi de circa 10—25% din deformația măsurată în planul A_1', ar rezulta că presiunea maximă manifestată în tavanul unei galerii subterane cu lungime infinit mare, este cea corespunzătoare planului de măsură A_1' la care se adaugă 10—25% din valoarea ei. [Aceasta este bineînțeles valabil numai în situația cînd curba presiune-tasare e o funcție liniară $d = f(p_a)$].

1.2.1. *Măsurători experimentale*

Pentru verificarea practică a celor de mai sus, s-au efectuat măsurători în situ într-o galerie trapezoidală, cu suprafața profilului $S \cong 4{,}51$ m².

Considerînd galeria cu un profil echivalent circular, rezultă un diametru

$$D = \sqrt{\frac{S \cdot 4}{\pi}} \cong 2 \text{ m}.$$

Fiind aleasă lungimea tronsonului-modul de 2 m, reiese o lungime a galeriei experimentale de 6 m. Galeria experimentală a fost amplasată lateral de galeria de fuga — AREF, șantierul hidrocentralei Gh. Gheorghiu-Dej — Argeș (fig. 4).

Din punct de vedere stratigrafic, în această zonă se întîlnesc marne compacte sub formă de bancuri șistoase cu intercalație de bancuri grezoase, local fisurate. Măsurarea presiunilor manifestate în tavanul galeriei s-a făcut după metoda împingerilor active monoaxiale.

S-a folosit un dispozitiv special construit (fig. 5 și 6) cu o capacitate de măsurare de maximum 50 tf avînd ca element de bază stîlpii hidraulici G.S. 4/5.

Măsurătorile presiunilor din tavan s-au făcut în două etape. Prima, în care presiunea a fost determinată pe un tronson-modul de 2 m lungime, iar în a doua etapă, măsurîndu-se presiunile pe toată lungimea galeriei.

Menținerea în prima etapă în stare detensionată numai a cîmpului aferent tavanului galeriei pe cei 2 m lungime a fost asigurată prin susținerea rigidă a restului de cîmp, folosind în construcția susținerii un lemn de esență tare. În a doua etapă, cînd s-a lăsat în stare detensionată tavanul galeriei pe toată lungimea de 6 m, s-a considerat, față de natura rocilor, că pentru preluarea presiunilor în întregime de către dispozitiv, este suficientă folosirea unei platforme de încărcare cu lungimea de numai 4 m.

1.2.1.1. Descrierea dispozitivului

Elementul esențial al dispozitivului îl constituie folosirea stîlpilor hidraulici G.S. 4/5.

Dispozitivul este alcătuit din următoarele părți :

— sistemul de rezemare ;
— sistemul de măsurare a presiunii ;
— sistemul de transmitere a presiunii ;
— doi stîlpi hidraulici G.S. 4/5 și anexele.

Sistemul de rezemare îl constituie cele două plăci circulare *1* (fig. 5) consolidate cu nervuri verticale pentru susținerea stîlpilor. Aceste plăci au fost fixate în fundație prin buloanele *2*

(fig. 5). Fundația a fost calculată pentru a preîntîmpina efectul de tasare în urma sarcinilor preluate de dispozitiv.

a dispozitivului de măsură în tavanul acestuia, detensionat în urma excavării printr-o ușoară încărcare pasivă. Masivul de rocă din tavan,

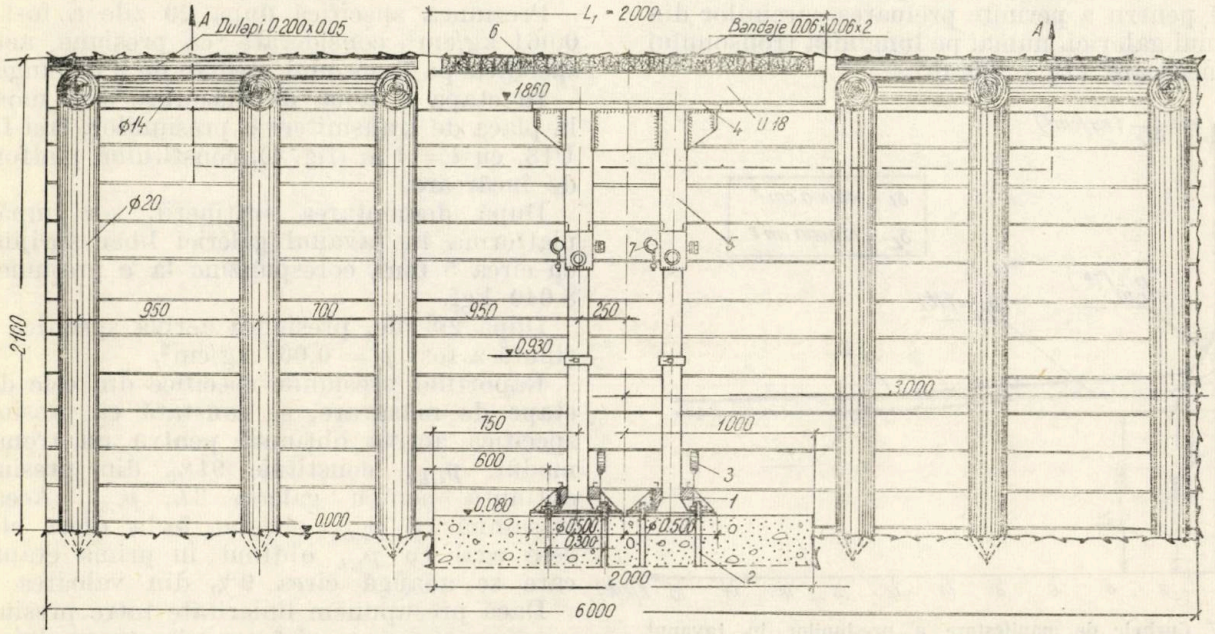


Fig. 5. Galeria experimentală pentru determinarea presiunilor cu stîlpi hidraulici G. S. 4/5. Etapa I de încercare: *1* — plăcile de rezemare; *2* — buloanele de consolidare a dispozitivului în fundația galeriei; *3* — manometre de măsură; *4* — placa de transmitere a presiunilor; *5* — prelungitoare; *6* — platforma de încărcare din rigle de lemn de esență tare; *7* — manivele de acționare a stîlpilor hidraulici; L_1 = 2,0 m, lungimea tronsonului *1* de măsurare.

Sistemul de măsurare a presiunii constă în adaptarea la rezervoarele de ulei ale stîlpilor hidraulici a unor manometre de 200 atm *3* (fig. 5). Înainte de punerea în sarcină, dispozitivul a fost etalonat în atelier, pentru a verifica sensibilitatea de înregistrare.

Sistemul de transmisie, care este un sistem rigid, este alcătuit din placa de transmisie *4*, dimensionată rigid (1 m × × 1 m); placa se sprijină pe stîlpi, prin intermediul prelungitoarelor *5* care, la rîndul lor, sînt solidare la stîlpi prin șuruburi.

Platforma de încărcare este constituită din trei fiare profil U 18, solidarizate la placă și pe care se sprijină bandajele de susținere *6* din lemn tare. Această platformă a fost adaptată pentru o lungime de 2 m în prima etapă și de 4 m în etapa a II-a.

ușor comprimat, va tinde spre starea inițială de echilibru.

Presiunea manifestată în tavanul galeriei în această perioadă este înregistrată perma-

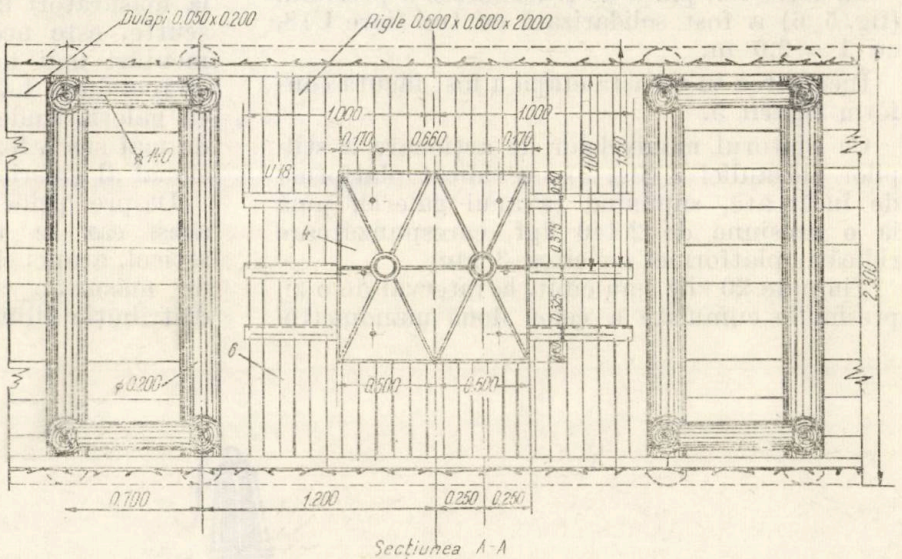


Fig. 6. Secțiunea A—A.

1.2.1.2. Rezultate obținute

Principiul de determinare a presiunilor manifestate în tavanul galeriei experimentale este acela de a împăna mai întîi platforma culisantă

nent de către manometrele dispozitivului, obținîndu-se deci curba de fluaj. Cînd curba presiunilor devine în timp paralelă cu axa abscisei (fig. 7), valoarea obținută poate fi considerată că constituie presiunea activă, exercitată asupra

tavanului galeriei (tensiunea naturală a masivului de rocă în tavanul lucrării).

În prima etapă de măsurare, platforma sistemului de transmitere a presiunii a fost reglată pentru a permite preluarea sarcinilor din tavanul galeriei, numai pe lungimea tronsonului de încărcare ($L_1 = 2{,}0$ m).

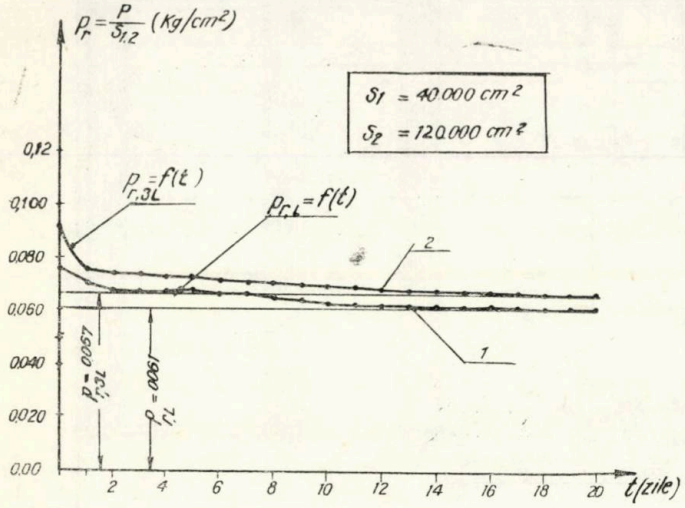


Fig. 7. Curbele de manifestare a presiunilor în tavanul galerici experimentale :

1 — curba presiunilor $p_{r,L} = f(t)$ manifestată în tavanul tronsonului-modul $L_1 = 2$ m obținută în prima etapă de măsurare; *2* — curba presiunilor $p_{r,3L} = f(t)$ manifestată în tavanul tronsonului $3L = 6$ m a galerie experimentale, obținută în etapa a II-a de măsurare; s_1 — suprafața tavanului supusă manifestărilor active pe lungimea tronsonului-modul $L = 2{,}0$ m; s_2 = suprafața tavanului supusă manifestărilor active pe lungimea $3L = 6{,}0$ m; p_r — presiune specifică (kg/cm²) manifestată în tavanul galeriei; P — presiunea citită la cele două manometre (kgf); $p_{r,3L}$ — presiunea specifică manifestată pe toată galeria (3L

La acest fel, placa de transmitere a presiunii (fig. 5, 6) a fost solidarizată cu trei fiare U18, cu $1 = 2{,}0$ m.

Încercarea în această etapă a fost făcută conform figurii 5.

Cu ajutorul manivelelor de acționare a stîlpilor hidraulici 7 (fig. 5) s-a ridicat platforma de încărcare, supunînd tavanul galeriei pînă la o presiune de 2 440 kgf, corespunzătoare ridicării platformei cu circa 3 mm.

Timp de 20 zile s-au citat, la interval de o zi, presiunile cumulate a celor două manometre.

Cunoscînd suprafața detensionată a tavanului pe lungimea tronsonului-modul de 2 m, $s_1 = 40\,000$ cm², s-au obținut presiunile specifice ale curbei $p_{r,L}$ (fig. 7).

Presiunea specifică după 20 zile a fost de 0,061 kg/cm², considerată ca presiune activă specifică pe tronsonul median de 2 m lungime.

În etapa a doua de măsurare s-au montat la placa de transmitere a presiunilor, trei fiare U18, cu $l = 4$ m (fig. 4), constituind platforma de încărcare.

După demontarea susținerii, s-a împănat platforma în tavanul galeriei liber sprijinită, cu circa 5 mm, corespunzînd la o presiune de 8 040 kgf.

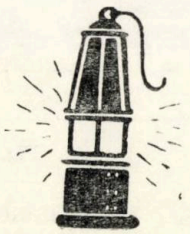
După 20 zile, presiunea activă specifică obținută a fost $p = 0{,}067$ kg/cm².

Raportînd presiunile specifice din cele două etape de măsurare, se constată că presiunea specifică activă obținută pentru un tronson-modul, $p_{r,L}$, constituie 91% din presiunea obținută pentru galeria $3L$, $p_{r,3L}$. Aceasta înseamnă că $p_{r,3L}$, obținut în a doua etapă este egal cu $p_{r,L}$ obținut în prima etapă la care se adaugă circa 9% din valoarea lui.

Dacă presupunem liniaritate între presiunile specifice active și deformațiile tavanului, înseamnă că deformația corespunzătoare presiunii specifice $p_{r,3L}$ ar constitui deformația totală $d_t = d\infty$, despre care s-a discutat mai sus.

Pentru a ratifica considerațiile de mai sus în ceea ce privește estimarea presiunilor active din tavanul unei lucrări subterane, pentru o lungime a acesteia infinit mare, și plecînd de la măsurători în situ pe tronsoane cu lungimi scurte, este necesară efectuarea unor experimentări mai numeroase și în diferite cazuri de roci dure. La aceasta se mai adaugă și faptul că galeria unde s-au efectuat experimentările de mai sus a fost influențată și de cîmpul tensional al galeriei de fugă.

Despre principiul de măsurare aplicat în acest caz se va discuta mai mult în alt articol, atunci cînd se va vorbi despre sistemele de măsurare a presiunilor active după o distribuție cilindrică.



Asupra raporturilor structurale dintre mineralele metalice și nemetalice din zăcămîntul Bălan*

GH. C. POPESCU

Minereul cuprifer de la Bălan se prezintă, în principal, sub forma unor benzi de grosimi variabile alcătuite din pirită, calcopirită, cuarț, clorit, carbonați, blendă, galenă, ce alternează cu benzi de roci cloritoase, mai rar clorito-sericitoase, alcătuite din cuarț, clorit, carbonați, magnetit și sericit. Acest mod de prezentare determină o evidentă textură paralelă rubanată a minereului, observabilă atît macroscopic cît și microscopic.

Imaginea de ansamblu a zăcămîntului Bălan este aceea a unui complex de șisturi cristaline caracterizate printr-un metamorfism slab, alcătuit din șisturi cloritoase mai rar clorito-sericitoase cu intercalații de roci porfirogene și zone de mineralizație concordante cu rocile metamorfice. Aceste zone sînt separate de roci sterile, iar pe direcție se îndinteză cu rocile gazdă. Întregul complex este străbătut de filoane de lamprofire. În zona mineralizată se întîlnesc deseori mai multe benzi concordante de clorito-șisturi cu magnetit ; în unul din abatajele exploatării au fost puse în evidență patru asemenea intercalații (fig. 1). Aceste benzi sînt

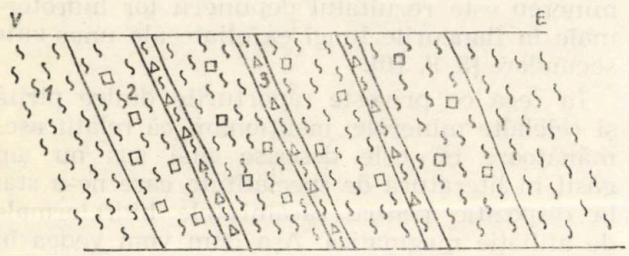


Fig. 1. Profil schematic prin abatajul 26 :
1 – șisturi cloritoase ; *2* – benzi cu sulfuri ; *3* – benzi de cloritoșisturi cu magnetit.

alcătuite din cuarț, clorit, magnetit, carbonați, ilmenit, hematit și cu totul subordonat calcopirită, rar de tot bornit, blendă și galenă. Sulfurile se găsesc în spațiile dintre cristalele de magnetit sau pe crăpăturile acestora. Nu am observat prezența piritei în aceste benzi, deși ea este mineralul predominant în benzile adiacente.

În afară de șisturi și minereul rubanat se observă în zăcămîntul Bălan corpuri discordante cu aspecte filoniene, lenticulare sau neregulate, alcătuite preponderent din cuarț. Grosimea acestor corpuri este variabilă și poate

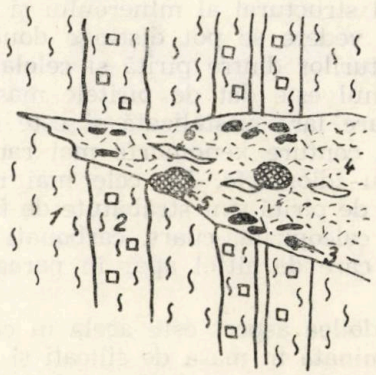


Fig. 2. Corp discordant cuarțos cu calcopirită prezentă în vecinătatea benzilor concordante cu sulfuri :
1 – șist cloritos ; *2* – benzi cu sulfuri ; *3* – calcopirită ; *4* – cuarț ; *5* – carbonați ; *6* – clorit.

atinge chiar un metru. Ele sînt observabile și în secțiuni subțiri sau lustruite, atît în șisturi cît și în masa minereului. Aceste corpuri se termină difuz în rocile înconjurătoare, fără a se continua cu vreo falie sau fisură. Frecvența lor cea mai mare a fost observată în șisturile cloritoase. Ele sînt alcătuite preponderent din cuarț, asociat cu carbonați, calcopirită, clorit, blendă, galenă. Așadar compoziția lor mineralogică este aceeași cu a rocilor înconjurătoare (exceptînd pirita și magnetitul). Această similitudine se respectă și spațial, prezența sulfurilor (mai ales a calcopiritei), fiind observată numai în sectoarele unde corpurile discordante traversează benzile mineralizate (fig. 2).

În alcătuirea minereului participă următoarele minerale (în ordinea frecvenței) : pirită, calcopirită, mispichel, magnetit, blendă, galenă, tetraedrit, hematit, ilmenit, rutil și aur nativ. Au fost puse în evidență și următoarele minerale secundare : hidroxizi de fier, cupru nativ, covelină și calcozină. În plus, geologii exploatării miniere Bălan mai semnalează prezența sporadică a bournonitului, galeno-bismutinei, bismutului nativ și casiteritul. Mineralele nemetalice sînt reprezentate prin cuarț, clorit, carbonați, sericit, albit, baritină și apatit. Pentru determinarea cloritelor și carbonaților am efectuat analize termodiferențiale cu ajutorul cărora am pus în evidență prezența ancheri-

* Comunicare susținută în cadrul Conferinței științifice a cadrelor didactice de la Facultatea de geologie-geografie, decembrie 1966.

tului, sideritului, rodocrozitului și a unui clorit ferifer probabil thuringit.

În cele ce urmează ne vom ocupa de raporturile dintre mineralele mai răspîndite, cele care imprimă caracterul structural minereului.

Vom prezenta în primul rînd raporturile dintre mineralele minereului șistos rubanat, iar apoi raporturile dintre mineralele din corpurile discordante cu aspecte filoniene.

În minereul șistos rubant, pirita imprimă caracterul structural al minereului și din acest punct de vedere se pot distinge două aspecte ale raporturilor dintre pirită și celelalte minerale. Primul este dat de piritele masive unde pirita apare larg cristalizată și este caracterizată prin conture xenomorfe mai rar hipidiomorfe sau idiomorfe. De cele mai multe ori granulele de pirită sînt străbătute de fisuri umplute cu calcopirită, cuarț, carbonați și clorit, minerale care de altfel apar în parageneză cu pirita.

Un al doilea aspect este acela în care pirita este diseminată în masa de silicați și carbonați sub forme de granule idiomorfe și hipidiomorfe mai rar xenomorfe. Uneori granulele de pirită sînt înconjurate de cuarț, carbonați și clorit cu dispoziție radiară (fig. 3), iar alteori granulele de cuarț apar numai pe părțile din sensul direcției de șistuozitate. Este interesant de remarcat că în cazul granulelor hipidiomorfe

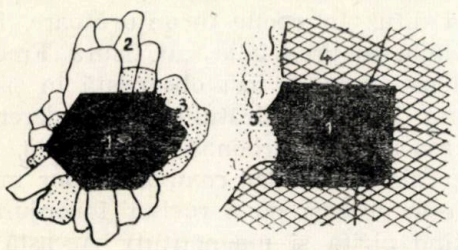


Fig. 3. Granule de pirită înconjurate de cuarț și clorit *a* și carbonați și clorit *b*:
1 – pirită; *2* – cuarț; *3* – clorit; *4* – carbonat.

de pirită segmentele lipsite de conture cristalografice sînt învecinate, de regulă, de clorit, mai rar sericit, iar cele cu conture idiomorfe sînt înconjurate de cuarț și carbonați. Sînt situații cînd pirita se întîlnește sub formă de granule zonate, iar între zone și crăpăturile granulelor apare calcopirita care uneori înlocuiește parțial pirita.

Referitor la modul de dispunere al cristalelor de pirită idiomorfă, relatăm că s-a observat o orientare a cristalelor de pirită cu axul ternar perpendicular pe șistuozitate.

Raporturi similare cu cele prezentate mai sus s-au întîlnit și între magnetit, cuarț, clorit, carbonați, calcopirită și bornit. Magnetitul prezintă uneori pe fisurile sale aceste minerale și trebuie remarcate îndeosebi acele situații cînd cloritul, carbonatul și chiar cuarțul înlocuiesc magnetitul. Se întîlnesc cazuri cînd prezența magnetitului se deduce numai după contururile specifice lui, din masa de clorit și carbonat (fig. 4).

Fig. 4. Magnetit înlocuit parțial cu clorit și carbonat:
1 – magnetit; *2* – carbonat; *3* – cuarț; *4* – clorit.

★

Minereul de la Bălan este considerat ca un produs hidrotermal postmetamorfic. Un asemenea punct de vedere a fost susținut de Al. Chelărescu, Földvari și Panto, înainte de război, iar în momentul de față mai mulți geologi înclină spre aceeași interpretare genetică (4, 5, 8, 9, 10, 18), aducînd diferite argumente în susținerea caracterului epigenetic al acestui zăcămînt.

Printre elementele care pledează în favoarea acestei concepții este și discordanța corpurilor cuarțoase și relațiile amintite între pirită și celelalte minerale. Corpurile discordante cuarțoase sînt considerate, în această idee, filoane hidrotermale [5].

În urma cercetărilor geologo-structurale efectuate asupra zăcămintelor de sulfuri metalice din cristalinul Carpaților Orientali, A. Gurău evidențiază faptul ca formă lenticulară de structură de pseudogudinaj a corpurilor de minereu este rezultatul depunerii lor hidrotermale în flancurile lungi exfoliate ale unor cute secundare [8, 9, 10].

În ceea ce privește raporturile dintre pirită și celelalte minerale, menționăm că relații asemănătoare cu cele descrise mai sus nu am găsit în literatura de specialitate care ne-a stat la dispoziție pentru zăcămintele hidrotermale de afiliație magmatică. Așa cum vom vedea în continuare, aceste raporturi, plus identitatea mineralogică dintre corpurile discordante și complexul gazdă, se explică ușor pe altă cale.

Un alt grup de geologi consideră acumulările de sulfuri din Carpații Orientali, între care și pe acele de la Bălan, premetamorfice, acestea fiind apoi metamorfozate împreună cu rocile gazdă [12, 14, 15].

În unele publicații referitoare la zăcămintele din cristalinul Carpaților Orientali, se arată că structurile minereurilor sînt rezultatul procesului de metamorfism [14, 15]. În acest sens se arată că structurile minereurilor de sulfuri din Carpații Orientali se aseamănă cu cele descrise de P. Ramdohr la Rammelsberg-Meggen și în alte părți, iar pirita imprimă un caracter structural specific minereului „ea apărînd mereu idiomorfă" [14].

Cercetările efectuate de noi arată că minereul șistos rubanat de la Bălan prezintă aspecte structurale a căror caracteristică este imprimată de prezența piritei, atît în ceea ce privește cantitatea, cît și forma granulelor sale. Dar așa cum am arătat, nu în toate cazurile, pirita este idiomorfă. Cele două aspecte pe care le îmbracă ea — granular xenomorfă atunci cînd apare în benzile preponderent piritoase asociată cu calcopirită și idiomorfă sau hipidiomorfă atunci cînd se asociază cu cuarțul, carbonații, cloritul și sericitul — se pot explica luînd în considerație, atît forța de cristalizare, cît și energia de formă a mineralelor care recristalizează. Spre exemplu, apariția piritei sub formă de granule mari este determinată de forța ei mare de cristalizare care depinde în ultimă instanță de volumul molar, fiind invers proporțională cu mărimea acestuia [17]. În comparație cu mineralele din parageneză, pirita are volumul molar cel mai mic, deci și forța cea mai mare de cristalizare (v. tabela).

Mineralul	Volumul molar, cm^3	Duritatea
Pirită	14	6—6,5
Calcopirită	43,9	3—4
Blendă	28,6	3—4
Galenă	32	2—3
Calcit	37	3
Clorit	197	3

Situația reală confirmă aceste considerații. Așa cum s-a arătat în raport cu celelalte minerale pirita apare în granule de dimensiuni mult mai mari.

În ceea ce privește realizarea formei cristalografice, în procesul de recristalizare „energia de formă" este cea care trebuie luată în considerație. Ea definește diferența de energie liberă dintre un cristal cu fețe bine dezvoltate și același cristal de dimensiune identică dar cu formă neregulată [17]. Datorită dependenței ei de tensiunea superficială tendința unui mineral de a-și realiza forma cristalografică depinde, în cea mai mare parte, de mediul în care el crește, adică, cu cît cristalul care va crește va fi mai diferit chimic și structural de mediul în care crește, cu atît el își va dezvolta mai ușor fețele plane [17]. Deci pirita plasată în mijlocul unor minerale diferite de ea chimic și structural, va dezvolta granule cu fețe plane mai ușor decît într-un mediu asemănător. Devine explicabilă, în acest mod, frecvența mare a piritelor idiomorfe înconjurate de cuarț și carbonați și a piritelor xenomorfe dintr-un mediu de pirită-calcopirită. Este interesant de remarcat faptul că atunci cînd pirita este învecinată atît cu cuarțul cît și cu cloritul, conturul dinspre cuarț este neted, pe cînd cel dinspre clorit este mai puțin neted sau neregulat. Acest lucru este determinat probabil de faptul că partea dinspre clorit a avut tensiune superficială mai mică. Faptul este cu atît mai remarcabil cu cît cloritul este ferifer.

Astfel stînd lucrurile, concluzia care se impune este că granulele de pirită au crescut într-un mediu asemănător cu cel în care se găsește.

Așa cum am arătat, în cadrul benzilor de minereu masiv piritos, granulele de pirită sînt străbătute de fisuri umplute cu calcopirită mai rar de cuarț, carbonați și clorit, ca și cum pirita ar apărea cimentată de mineralele menționate. Comparînd compoziția mineralogică a fisurilor din pirită cu a filoanelor de cuarț discordante, observăm o asemănare evidentă ; această observație ne conduce la ideea unei geneze comune.

Indiferent de originea lor, aceste fisuri au apărut după formarea rocilor metamorfice sau a minereului, aceasta deducîndu-se din caracterul lor discordant, atît în cadrul rocii și minereului, cît și al granulelor de pirită și magnetit.

Adoptînd ideea unei mobilizări a componenților minerali din rocile cristaline și minereu în fisurile și crăpăturile apărute, elementele de observație devin mai ușor de înțeles. Mobilizarea constituie un răspuns, o „ajustare" a fazelor minerale la noile condiții termodinamice, determinate de apariția discontinuităților mecanice. Apariția acestora determină o scădere a energiei libere în locurile respective. Spre aceste spații vor migra în primul rînd fazele cu volume molare mari [17]. În cazul examinat vor migra în primul rînd cuarțul, calcopirita, cloritul, calcitul, galena, blenda. Această migrare este mijlocită de soluțiile metamorfice care existau în rocă ca urmare a proceselor de deshidratare care au avut loc în timpul recristalizării. Deci raporturile care s-au stabilit între mineralele ce alcătuiesc fisurile și crăpăturile ar putea fi explicate prin mobilizarea lor metaforică. În același mod devin explicabile aparițiile de clorit, carbonați și cuarț pe fisurile granulelor de magnetit. Procesul poate fi mai avansat și atunci are loc înlocuirea metasomatică a magnetitului de clorit și a piritei de calcopirită, ca urmare a mobilizării metamorfice (fig. 3 și 4).

Abordînd lucrurile în acest mod, devin explicabile relațiile dintre mineralele moi și dure stabilite de Ramdohr pentru minereurile metamorfozate [18]. Mineralele dure care au volum molar mic prezintă o mai mare stabilitate și sînt mai inerte la solicitările provocate de variațiile de presiune, pe cînd mineralele moi care au un volum molar mai mare sînt mai sensibile la variațiile de presiune (v. tabela).

Un element caracteristic pentru minereul de la Bălan îl reprezintă intercalațiile de cloritoșisturi cu magnetit. Explicarea originii lor ne-ar aduce elemente de bază în mult discutata geneză a acestor tipuri de minereu.

Existența acestor intercalații este cauzată, fie de faptul că în materialul inițial exista deja o diferență paragenetică determinată de existența oxizilor de fier, fie că această situație a fost determinată de metamorfism sau activitatea hidrotermală.

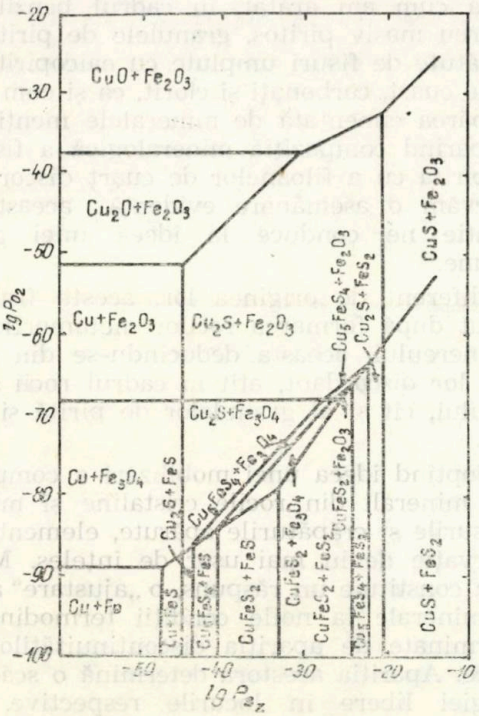


Fig. 5. Raporturile între cîțiva oxizi și sulfuri de fier și cupru la 25°C și 1 at presiune hidrostatică.

Nașterea unor separații de oxizi în cadrul unei zone cu sulfuri în timpul metamorfismului, presupune că s-au petrecut în porțiunile respective reacții metamorfice care să fi pus în libertate oxigenul. Aceasta ar însemna însă să existe diferențe frapante și în ceea ce privește celelalte minerale din compoziția lor mineralogică. Dar dacă facem excepție de sulfuri și oxizi, celelalte minerale care alcătuiesc fondul mineralogic general nu diferă în cele două parageneze.

Dacă admitem formarea minereului cuprifer pe cale hidrotermală postmetamorfică, trebuie să presupunem că soluțiile hidrotermale s-au infiltrat pe planele de șistuozitate unde s-au depus sulfurile, zonele cu magnetită nefiind favorabile unei asemenea depuneri. Din punct de vedere paragenetic, structural și textural nu se observă diferență între cloritoșisturile cu sulfuri și între cele cu magnetit, ceea ce ne face să nu putem considera o diferență în competența lor de a fi mineralizate.

Rămîne deci să presupunem că diferențele de compoziție existente sînt moștenite și să căutăm explicarea originii lor antemetamorfice.

Dintre variantele concepției care admite că minereurile de sulfuri asociate șisturilor cristaline au o origine premetamorfică, varianta vulcanogen-sedimentară se pare că explică cel mai bine datele de observație semnalate de noi.

Plecînd de la această idee, trebuie să presupunem că formațiunile care au fost metamorfozate s-au format într-un bazin de sedimentare în cadrul căreia în momentul depunerii a avut loc o variație a conținutului în sulf.

Fiecărei situații îi corespunde o anumită parageneză, al cărui specific este dat de prezența sulfurilor sau oxizilor, celelalte minerale (silicați, carbonați) fiind comune amîndurora. Raporturile dintre oxizii și sulfurile de Cu și Fe sînt relatate în fig. 5.

După cum reiese din analiza paragenezelor celor două situații semnalate în timpul desfășurării procesului schițat, fierul avea un rol geochimic deosebit, el fiind prezent în permanență, atît în timpul depunerii benzilor cu sulfuri, cît și a celor cu oxizi.

Observațiile de teren pun în evidență alternarea celor două tipuri de parageneze, sulfurile fiind însă cele care predomină. Ajungem așadar la admiterea unor variații în timp a concentrației sulfului.

Dacă admitem că sulful a fost adus de soluții hidrotermale, atunci venirile lor intermitente sînt cauza variației de concentrație a sulfului.

Datorită prezenței mineralelor de fier și în porțiunilor fără sulfuri, rezultă că între fier

Fig. 6. Cristale zonate de pirită 1, asociate cu granule xenomorfe de pirită 1 a, calcopirită 2, clorit 3 și cuarț 4 (N 11 × 53).

și sulf nu este o legătură directă în ceea ce privește sursa, fierul fiind în proporție mereu ridicată în mediu, pe cînd sulful nu. Devine explicabilă în acest fel abundența neobișnuită a piritei în aceste tipuri de zăcăminte. Aceasta nu exclude și o participare a fierului juvenil la formarea piritei. Cuprul prezintă, în schimb, o variație similară sulfului, fapt ce ar putea fi explicat prin sursa comună a celor două elemente.

După cum vedem, elementele de observație sînt suficient de explicabile, plecînd de la ideea originii hidrotermal-sedimentare premetamorfice a zăcămîntului Bălan.

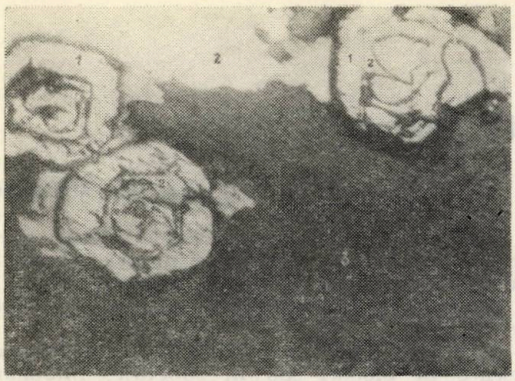


Fig. 7. Cristale zonate de pirită *1*, asociate cu calcopirită *2* și clorit *2* (N 11 × 53).

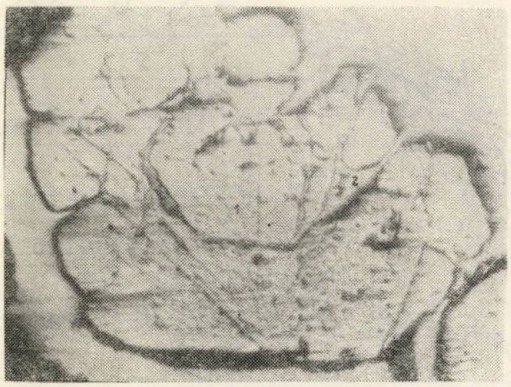


Fig. 8. O parte dintr-un zonat de pirită *1*, care este străbătut de fisuri pe care se remarcă prezența calcopiritei *2*.

Așadar, zăcămîntul Bălan, în baza și a criteriilor de mai sus, poate fi considerat ca — hidrotermal-sedimentaro-metamorfozat — părere, de altfel exprimată în literatura noastră geologică [12, 14, 16].

Concluzii

1. Raporturile dintre mineralele ce alcătuiesc minereul din zăcămîntul Bălan reprezintă un indiciu că ele s-au format în cadrul metamorfismului regional.

2. Raporturile dintre minerale s-au stabilit în cadrul fiecărui strat sau bandă mineralizată. Această constatare este întărită mai ales de existența benzilor de cloritoșisturi cu magnetit în cadrul zonelor mineralizate de sulfuri.

3. Procesul care a dus la formarea minereului are un caracter hidrotermal-sedimentar, caracteristica lui principală fiind dată de variațiile în concentrație ale sulfului, variații ce au cauzat nașterea unui complex rubanat stratificat, care a fost apoi metamorfozat.

BIBLIOGRAFIE

[1] Băncilă, I. *Etude géologique dans les monts Hăghimaș-Ciuc.* Ann. Inst. Géol. Roum., XXIII, 2, p. 265—393.

[2] Betehtin, G. A., Ghenkin, D. A., Filimonova, A. A. și Sadlun, N. G. *Strukturnotexturnîe osobennosti endoghenih rud.* Iz. Nedra, Moskva, 1964.

[3] Dimofte, C. și Mareș, I. *Contribuții la studiul petrografic al cristalinului de la Pojorîta (Cîmpulung-Moldovenesc).* Anal. Univ. Buc. Seria geol.-geogr., 1962, XI, 31, p. 21—37.

[4] Fekete, A., Marinescu, E. și Karsa, L. *Rezultate geologice obținute în perioada 1955—1964 și perspectivele zăcămîntului Bălan.* Comunicare la Sesiunea tehnico-științifică din 7—8 mai 1965, Trustul minier Mureș.

[5] Fekete, A., Dragu, C., Marinescu, E., Albert, M., Szabo, N. *Prezența elementelor rare și disperse în zăcămintele Bălan și Harghita-Băi.* Comunicare la Sesiunea tehnico-științifică din 7—8 mai 1965. Trustul minier Mureș.

[6] Garrel, S. R. *Mineralnîe ravnovesia* (trad. din lb. engleză). Iz. Inostranoi literaturî, Moskva, 1962.

[7] Gorjevskii, I. D. și Kozerenko, I. V. *Sviazi endoghenogo raduoobrazovania s magmatizmom i metamorfizmom.* Iz. Nedra, Moskva, 1965.

[8] Gurău, A. *Structurile de budinaj din cristalinul Carpaților Orientali și legătura lor cu mineralizațiile.* Comunicare la Sesiunea tehnico-științifică din 7—8 mai 1965. Trustul minier Mureș.

[9] Gurău, A. *Studiul structural și genetic al zăcămintelor metalifere din șisturile cristaline ale Carpaților Orientali.* Institutul geologic al C.S.G. Comunicare la 24 aprilie, 1967.

[10] Gurău, A. *Unitățile structurale metalogenetice din zona catenei Carpatice a teritoriului R.S.R.* Revista Minelor, nr. 5, 1967.

[11] Ianovici, V., Giușcă, D., Stiopol, V. și Mînzăraru, L. *Studiul fiziografic al zăcămîntului de sulfuri polimetalice de la Gemenea.* Anal. Univ. Buc., Seria geol.-geogr., 1957, 16, p. 150—170.

[12] Ianovici, V., Rădulescu, D., Dimitrescu, R., Kraütner, H. și Mirăuță, O. *Harta metalogenetică a României. Sc. 1 : 2 500 000.* Studii și cercetări de geof. geol. și geogr. Seria geol. 2, Tom. 11, 1966, p. 355—367.

[13] Yoder, H. C. *Problemî izograd v metamorfizovanîe bogatîh jelezom o sadkah.* Voprosî teoreticeskoi i experimentalnoi petrologhii (trad. din lb. engleză). Izd. Inostrannoi literaturî, Moskva, 1963.

[14] Kraütner, H. *Considerații genetice asupra zăcămintelor de sulfuri complexe din cristalinul Carpaților Orientali.* Studii și cercetări de geol. geof. și geogr. Seria geol. 1, Tom. 10, 1965, p. 195—229.

[15] Petrulian, N., Steclaci, L., Sandu, D. și Oroveanu, Fl. *Studiul mineralogic și genetic al zăcămîntului polimetalic de la Leșul Ursului.* Studii și cercetări de geol., geogr., geof., Seria geol., 1, Tom. 11, 1966, p. 91—105.

[16] Popescu, C. Gh., Iosof, V. și Mușat Ion Alcibiade. *Notă asupra conținuturilor de Ni și Co din unele pirite din cadrul seriei cristaline a Carpaților Orientali.* Comunicare ținută la Conferința științifică a Facultății de geologie-geografie, decembrie 1966.

[17] Ramberg, H. *The origin of metamorphic and metasomatic Rocks.* The University of Chicago press, 1952.

[18] Ramdohr, P. *Rudnîe mineralî i ih strastania* (traducere din limba germană). Izd. inostrannoi literaturî. Moskva, 1962.

[19] Socolescu, M. *Observații asupra metalogenezei și zonalității în provinciile metalogenetice din Carpații Orientali și Baia Mare,* Revista Minelor, nr. 1, 1961.

NOTE

Metodă de exploatare de mare productivitate pentru zăcămintele cuprifere

Ing. GR. MIRCESCU

Zăcămintele noastre de minereuri cuprifere sînt, în general, formate din corpuri de minereu de grosime și înclinare mare, a căror mineralizație nu are un contact bine determinat cu roca înconjurătoare și a căror consistență este în general slabă, fiind de cele mai multe ori alterată și cu impregnații cuprifere. Contactele zăcămîntului cu roca înconjurătoare fiind difuze, nu formează planuri de separație bine conturate, care să facă posibilă aplicarea în condiții avantajoase a unor metode de exploatare clasice.

Forma acestor zăcăminte este foarte variată, predominînd cea lenticulară și filoniană.

Factorii care determină alegerea unei metode de exploatare, în cazul zăcămintelor de minereuri cuprifere sînt, după cum rezultă din cele arătate mai sus, extrem de complecși și nefavorabili, astfel că alegerea uneia sau alteia din metodele cunoscute nu rezolvă problema în condiții optime.

Este necesar, de cele mai multe ori, pentru a înlătura dificultățile de exploatare cauzate de condiții de zăcămînt neprielnice, să se recurgă la combinarea elementelor caracteristice a mai multor metode de exploatare, pentru a constitui astfel o metodă de exploatare care să facă față la o serie de factori nefavorabili ai condițiilor de zăcămînt.

În cazul zăcămintelor noastre cuprifere, avînd grosime și înclinare mare, cu contacte slabe sau difuze în ce privește mineralizația, este de studiat experimentarea și aplicarea unei metode de exploatare de mare productivitate, care să permită însă pierderi și diluție cît mai reduse.

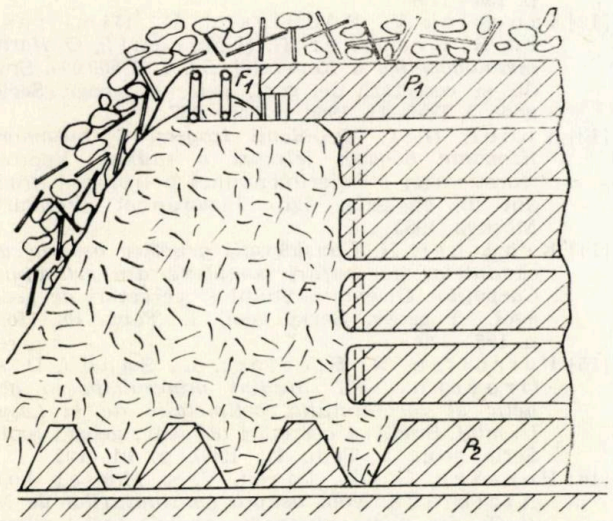


Fig. 1

Metoda de exploatare prezentată în cele ce urmează este combinată din metoda de exploatare cu subetaje sau împușcare în blocuri cu înmagazinarea minereului și surparea ulterioară a rocilor înconjurătoare, pentru a umple spațiile excavate, fără cheltuieli auxiliare neeconomice.

Volumul lucrărilor de pregătire este desigur mai mare pentru metoda cu subetaje și din această cauză, în toate situațiile în care consistența substanțelor minerale utile este favorabilă, este mai indicat să se aplice metoda de exploatare în blocuri cu autosurpare sau cu surpare forțată.

Și într-un caz și în altul, productivitatea metodei poate fi mult îmbunătățită prin înmagazinarea minereului și împușcarea în mediu restrîns și în acest sens urmează să fie realizată adaptarea metodelor respective.

În concluzie, metoda descrisă este o metodă cu împușcare în blocuri sau în subetaje, îmbunătățită prin combinarea cu metoda înmagazinării minereului produs și folosirea efectului împușcării în mediu restrîns, de mare productivitate.

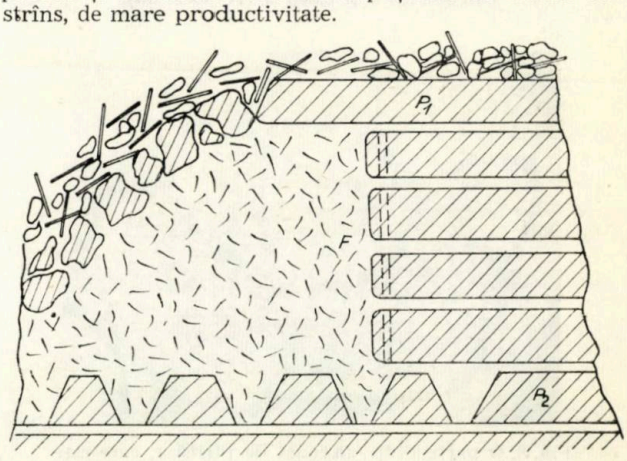


Fig. 2

În esență, cele două variante ale metodei sînt următoarele :

— metoda de exploatare cu avansarea frontului în subetaje și înmagazinarea minereului în spațiul excavat (fig. 1, 2) ;

— metoda de exploatare cu împușcare în blocuri succesive și înmagazinarea minereului în spațiul excavat (fig. 3).

Descrierea fiecărei variante este redată în cele ce urmează :

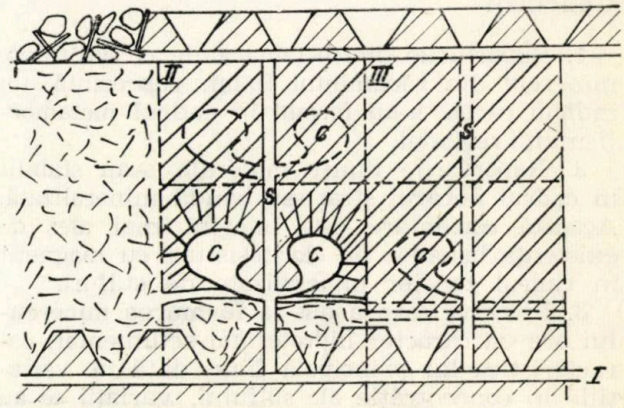


Fig. 3

1. Metoda de exploatare cu avansarea frontului în subetaje și înmagazinarea minereului în spațiul excavat

Panoul de exploatare se pregătește ca pentru aplicarea unei metode cu subetaje orientîndu-se avansarea frontului direcțional, în cazul corpurilor de minereu filoniene sau alungite.

Împușcarea frontului de atac se face simultan din toate subetajele, folosind găuri lungi forate în evantai din galeriile de subetaj.

Împușcarea se face în mediu restrîns, materialul rezultat din împușcarea precedentă nefiind evacuat decît în măsura surplusului de înfoiere.

Legarea panoului de exploatare cu panoul superior se face prin exploatarea separată a pilierului orizontal *P*-1 dintre cele două panouri, fie în devans față de frontul lung *F*, fie urmărindu-l la cîțiva metri (fig. 1).

Prin exploatarea pilierului orizontal *P*-1 cu frontul de atac *F*-1, se surpă perna de material lemnos și rambleul existent în panoul superior, peste minereul excavat și înmagazinat în spatele frontului lung *F*.

Cînd frontul *F*-1 este în devans față de frontul lung *F*, materialul surpat se așterne peste masivul de minereu încă neexploatat.

Evacuarea minereului din spațiul excavat nu se face în apropierea frontului de atac decît în limita înfoierii, iar în totalitate minereul nu se evacuează decît începînd de la 20—30 m în spatele frontului și pe măsura avansării acestuia.

Reglarea evacuării minereului se face prin șuberele pîlniilor de golire, amenajate în pilierul orizontal inferior *P*-2.

Prin această evacuare dirijată a minereului se obține împușcarea în mediu restrîns a frontului lung *F*, pe toată înălțimea acestuia și, ca atare, toate avantajele legate de acest fel de împușcare (granulație omogenă, consum redus de exploziv, productivitate sporită).

Distanța pe orizontală, între ultimul rînd de rostogol prin care se poate face evacuarea minereului din panou și frontul de atac secundar *F*-1, se calculează în funcție de unghiul de taluz natural al minereului excavat din panou, astfel ca talpa abatajului frontului *F*-1 să nu fie afectată.

O variantă simplificată a acestei metode combinate (fig. 2) se aplică în cazurile cînd nu este posibilă exploatarea simultană a pilierului orizontal *P*-1. În această situație, se face numai pistolarea acestui pilier, o dată cu avansarea frontului principal, urmînd ca el să se surpe peste minereul înmagazinat și să fie exploatat în retragere după golirea camerei magazin, o dată cu pilierul orizontal inferior *P*-2, în care sînt săpate pîlniile de evacuare.

Această metodă duce la o productivitate foarte ridicată prin faptul că permite să se exploateze zăcămîntul pe întreaga lui deschidere sau grosime, cu un singur front de atac situat între două orizonturi, front care se deplasează paralel cu el însuși pe direcție de la un cap la altul al zăcămîntului.

Ciclul operațiilor principale de perforare și evacuare nu are un caracter discontinuu ca în abatajele obișnuite, ele executîndu-se simultan, tot timpul exploatării panoului, cu un decalaj numai în spațiu. Se realizează astfel o continuitate de acțiune în fiecare din aceste două operații, fapt care determină o specializare a muncitorilor și o mecanizare pronunțată.

2. Metoda de exploatare cu împușcare în blocuri succesive și înmagazinarea minereului în spațiul excavat

Pregătirea cîmpului minier se face ca pentru exploatarea în blocuri, pentru fiecare bloc în parte executîndu-se dintr-un suitor axial *S* camerele în formă de pară *C* din care se forează în sus fasciculul de găuri paralele sau în evantai, pînă la limita superioară a panoului (fig. 3).

Nu este cazul să se prevadă spații de degajare la împușcarea fiecărui bloc, deoarece pe de o parte se urmărește a se obține efectul împușcării în mediu restrîns, iar pe de altă parte, blocurile împușcîndu-se succesiv și fără pilieri de minereu între ele, creșterea de volum rezultată din înfoierea materialului, se va exercita asupra blocului I împușcat anterior.

La partea inferioară a blocului este necesar să se prevadă orizont de presfărîmare, în cazul zăcămintelor metalifere compacte, sau care au tendința de a se rupe în bulgări foarte mari. Sub orizontul de presfărîmare, sub un pilier orizontal de 4—7 m, se amenajează orizontul de bază *T*, pe care se face transportul minereului și al materialelor.

Evacuarea minereului din blocurile împușcate se face succesiv, începînd cu primul bloc sau primul rînd de blocuri de la unul din capetele zăcămîntului, și deplasîndu-se către celălalt capăt, pe măsură ce avansează exploatarea și urmărind-o la 15—35 m în spate. Între blocul care urmează să fie împușcat și blocul care se golește de minereu, trebuie să existe cel puțin un bloc în care se află minereu împușcat și înmagazinat.

În cazul zăcămintelor foarte groase, fiecare bloc se înlocuiește cu cîte un rînd de blocuri dispuse transversal, care se împușcă și golesc simultan.

★

Prin punerea la punct a acestor două metode de exploatare și prin adaptarea lor la diferite condiții de zăcămînt și consistență a rocii înconjurătoare și minereului, se poate pune în valoare o serie de corpuri mineralizate sărace.

Parametrii variabili ai metodei, în funcție de condițiile amintite, sînt : distanța între subetaje, lungimea, diametrul și gruparea găurilor de mină, grosimea pilierilor orizontali, distanța între găurile de evacuare, încărcătura de exploziv pe gaură de mină, împușcarea și intensitatea de exploatare.

Panourile de exploatare pentru fiecare zăcămînt se determină pe bază de proiect de execuție și se stabilesc elementele geometrice în funcție de capacitatea de producție necesară, configurația și tectonizarea zăcămîntului, căile principale de transport existente și mecanizarea existentă pentru efectuarea operațiilor principale (perforare, încărcare, transport în abataj).

Înălțimea și lungimea panourilor de exploatare se determină pe această cale, iar lățimea este condiționată de grosimea zăcămîntului, respectiv de contactele din acoperiș și culcuș.

În zăcămintele de impregnație, în care contactele sînt difuze și trecerea de la zona mineralizată la roca înconjurătoare sterilă se face treptat, condițiile de a delimita lățimea panourilor de exploatare sînt optime deoarece ne putem fixa cu limita acestora în zona de minimă rentabilitate și pe înclinarea cea mai convenabilă a pereților.

În concluzie, se consideră ca necesară aplicarea în subteran a unui principiu verificat pînă în prezent în exploatările la zi și anume împușcarea în mediu restrîns, cu scopul de a obține parametri îmbunătățiți în ce privește granulația, consumul de exploziv și productivitatea.

Este de analizat posibilitatea experimentării unei metode de exploatare combinată din metoda cu subetaje sau cu împușcare în blocuri succesive în zăcămintele cuprifere și metoda cu înmagazinare a minereului în scopul de a folosi abatajele pe care le prezintă fiecare din ele.

În ideea de a preciza cele arătate mai sus, se va prezenta într-un articol viitor, detaliul de execuție al metodei ce a fost expusă mai sus în mod schematic, pentru un caz concretizat pe un panou experimental situat în zona de impregnații piritoase ale zăcămîntului Altîn Tepe între lentilele I și II de la orizontul 300 pînă la orizontul 250.

Procedeu de susţinere a abatajelor cameră şi dispozitiv pentru recuperarea elementelor de susţinere

Invenţia se referă la un procedeu de susţinere a abatajelor cameră şi la un disozitiv pentru recuperarea integrală a elementelor de susţinere, aplicabile în exploatări miniere şi cu deosebire în exploatările de cărbune.

Procedeul de susţinere a abatejelor, pentru a asigura recuperarea integrală a elementelor de susţinere după extragerea

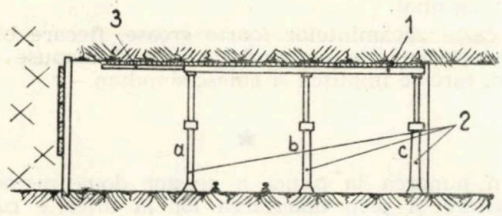


Fig. 1. Secţiune prin abatajul cameră din care urmează a se recupera susţinerea metalică.

mineralelor utile, respectiv a cărbunilor, precum şi pentru extragerea totală a rezervelor utile din pilieri, fără executarea unor susţineri suplimentare, efectuează susţinerea abatajelor cameră în faza de avans, cu cadre metalice *a*...*c*, formate din grinzile metalice *1* şi stîlpii metalici *2a*, *2b*, *2c*, care sînt dispuse perpendicular pe axa camerei abataj grinda *1* fiind astfel alcătuită încît în ea să poată fi încastrată, o frigare *3* care va susţine acoperişul în spaţiul pilierului *P*, a cărui lăţime va fi astfel aleasă ca să poată fi împuşcat pe toată lăţimea lui într-o singură împuşcătură, cadrele metalice *a*...*c* şi în general elementele de susţinere fiind recuperate în faza de retragere cu un dispozitiv de recuperare. Procedeul, în scopul unei susţineri eficace pe durata de extragere a substanţelor minerale utile rămase în pilier şi pentru eliminarea

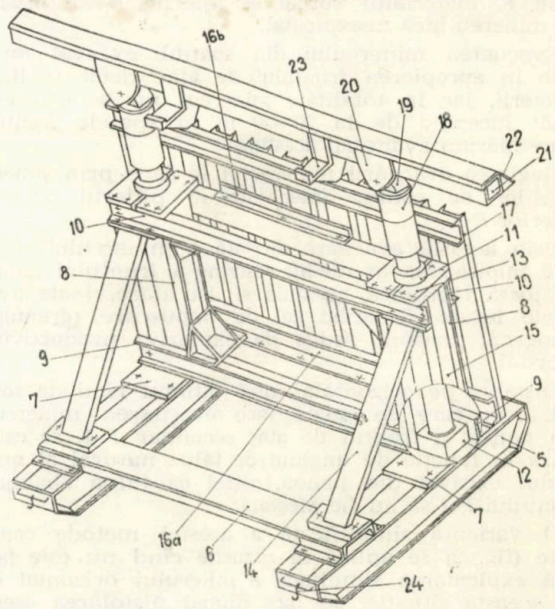


Fig. 2. Vedere în perspectivă a dispozitivului de recuperare.

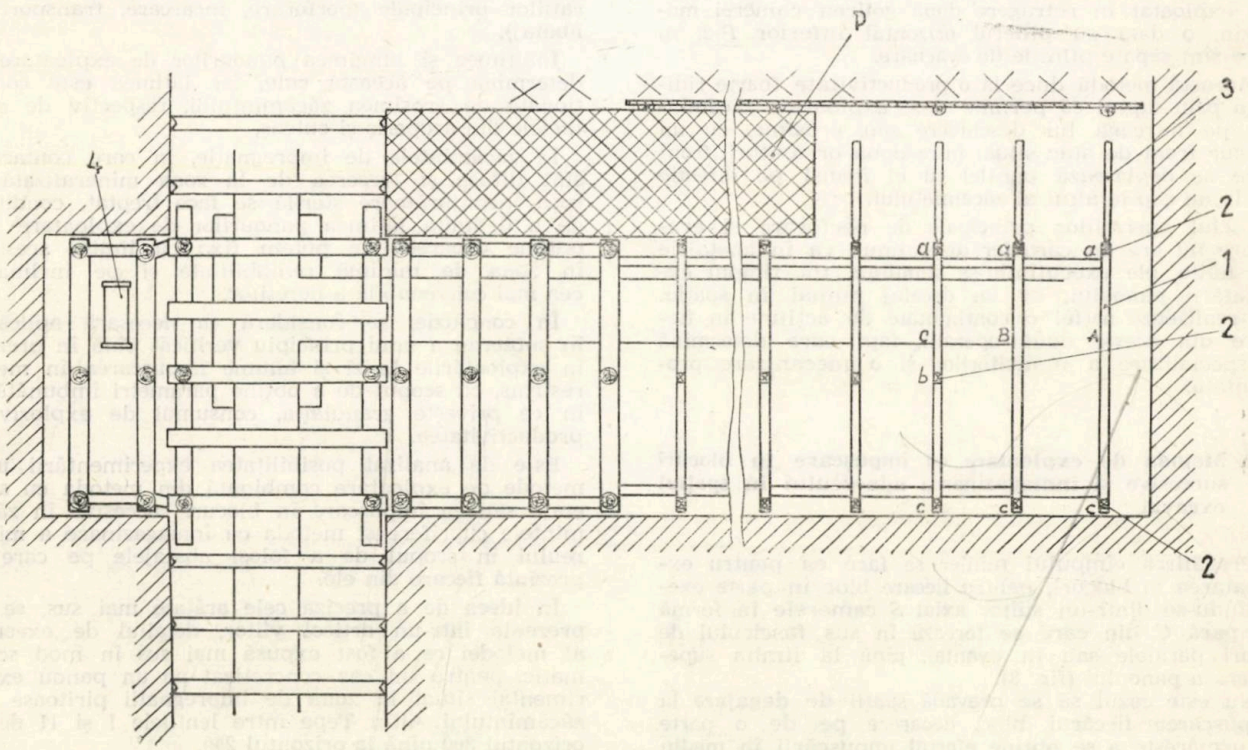


Fig. 3. Vedere în plan a abatajului cameră cu pilierul de extras haşurat dublu.

oricăror complicaţii în operaţia de recuperare a frigărilor *3*, foloseşte pentru plasarea camerelor abataj pilieri despărţitori cu lăţimea maximă de 1,5 m, pentru a putea fi extraşi integral dintr-o singură împuşcătură.

Dispozitivul pentru recuperarea integrală a elementelor de susţinere din abataje cameră, pentru a putea fi deplasat în interirorul lucrării miniere prin alunecare, este format din nişte tălpici *5* legate printr-o traversă *6*, pe tălpici fiind montat un cadru de consolidare constituit din nişte pahare *8* obţinute prin îmbinarea unor plăci şi din nişte grinzi transversale inferioare *9* şi grinzi superioare *10*, dispozitivul fiind prevăzut pentru a împiedica pătrunderea materialului provenit din prăbuşiri, în zona de lucru, cu un scut de protecţie *17* format din grinzi metalice, iar pentru susţinerea acoperişului pe durata recuperării cadrului metalic *a...c* fiind prevăzut cu o grindă superioară de susţinere *21*, dispusă oscilant pe capetele unor stîlpi hidraulici *11*, plasaţi în paharele *8* ale cadrului de consolidare, grinda superioară de susţinere *21* fiind prevăzută şi cu nişte suporturi *23* pe care va fi reţinută grinda metalică *1* după demontarea cadrului *a...c* în faza de retragere.

Dispozitivul, în scopul plasării corecte a stîlpilor hidraulici *11* în paharele *8* ale cadrului de consolidare, foloseşte nişte plăci *12* cu excavaţie corespunzătoare tălpii stîlpului *11*, iar pentru rigidizarea paharelor *8* care constituie tocurile stîlpilor hidraulici *11*, nişte brăţări *13* formate fiecare din cîte două semiinele.

Dispozitivul, în scopul protejării stîlpilor hidraulici *11*, foloseşte nişte capete prelungitoare *18*, iar pentru adaptarea oscilantă a ginzii superioare de susţinere *21* la stîlpii hidraulici *11*, nişte urechi *19* în care grinda superioară de susţinere *21* este fixată pin intermediul unor furci de fixare *20*.

Dispozitivul de recuperare este demontabil, părţile sale componente fiind asamblate în abataj. Pentru mutarea lui de la un cadru la celălalt, în capătul tălpicilor *5* este prevăzut cîte un cîrlig de tracţiune *24* de care va fi legat cablul troliului *4* cu care se efectuează manevrarea dispozitivului în timpul recuperării cadrelor şi elementelor de susţinere.

Cadrul de consolidare este montat pe tălpicile *5* prin intermediul unor plăci de bază *7* şi fixat în poziţia normală pe tălpici, cu nişte contrafişe *14*. Paharele *8* sînt prevăzute pe latura exterioară cu un perete demontabil *15* în vederea accesului la stîlpul hidraulic *11* pentru eventuale reglări sau remedieri.

Scutul metalic de protecţie *17* este fixat pe cadrul de consolidare la grinzile inferioare *9* şi cele superioare *10* aflate înspre fundul abatajului, prin intermediul unor corniere *16 a* şi *16 b*.

Grinda superioară de susţinere *21* este prevăzută către surpătură cu un cozoroc *22*, care va dirija materialul surpat din acoperiş către fundul abatajului.

Invenţia prezintă următoarele avantaje :

— realizează o susţinere mai sigură a abatajelor cameră creînd un spaţiu mai mare în frontul de lucru şi posibilităţi de mecanizare a operaţiilor de tăiere şi încărcare ;

— măreşte siguranţa în faza de dirijare şi conduce la majorarea randamentului de extracţie ;

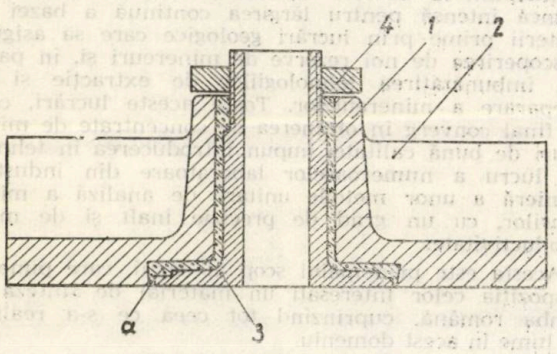
— se obţin economii la consumul de lemn folosit pentru susţineri în subteran.

Brevet R.S.R. nr. 45823 — Înregistrat : 15. VI 1964
Titular : Ministerul Minelor — Publicat : 25.II. 1967
Autori : ing. D. Vişoiu, ing. Al. Bădărău, ing. E. Glodeanu — Dosar O.S.I. 48242
Clasificare : 5 c, 8, 11

Rotor agitator

Invenţia se referă la un rotor agitator din porţelan, servind la agitarea tulburelii din celulele de flotare în scopul unei mai bune aeraţii.

Rotorul, conform invenţiei, înlătură dezavantajele pe care le prezintă rotoarele metalice — confecţionate din fontă albă, oţel manganos etc. — care au greutate mare şi durată scurtă



Secţiune longitudinală prin rotor

de funcţionare, ceea ce implică un randament mai scăzut de extracţie a metalelor şi un consum sporit de metal.

În scopul măririi rezistenţei la abraziune, coroziune şi durată de funcţionare în celulele de flotare, corpul rotorului *1* şi al paletelor *2* sînt confecţionate din porţelan, îmbinarea corpului rotorului cu butucul din fontă *3* fiind realizată cu mortar de beton, care umple spaţiul liber *a* dintre acestea rigidizîndu-le şi asigurînd repartizarea uniformă a forţelor pe suprafaţa rotorului, forţe care iau naştere atît în timpul pornirii, cît şi în timpul funcţionării rotorului în celula de flotare. Fixarea rotorului se face printr-un inel metalic de strîngere *4* prevăzut la interior cu un filet prin care se înşurubează pe gîtul butucului strîngînd corpul rotorului pe flanşa inferioară a acestuia, poziţionînd aşezarea rotorului de porţelan pe direcţia orizontală faţă de axa sa.

Invenţia prezintă următoarele avantaje :

— asigură creşterea randamentului de extracţie al metalelor neferoase ;

— contribuie la creşterea capacităţii de prelucrare a uzinelor de preparare a minereurilor, prin reducerea timpului de reparaţii a celulelor de flotare ;

— permite o funcţionare uniformă a celulelor de flotare ;

— realizează o durată de funcţionare mărită în raport cu rotoarele cunoscute şi reduce consumul de metal.

Brevet R.S.R. 46620 — Înregistrat : 11.XI.1963
Titular : Ministerul Minelor — Publicat : 21.II.1967
Autori : ing. Alex. Corpade, ing. Gheorghe David, tehn. Iuliu Lachman — Dosar O.S.I. 47108
Clasificare : 1 c 5 ; 50 f, 2/30 50 f, H ; 80 a, 7/30

Ing. **M. Vrânceanu**

Recenzii

Costache, Gh. și Mureșeanu, V. **Cartea sondorului de la forajul cu sondeze.** Ed. tehnică, 1967

În țara noastră, în afară de sonde pentru hidrocarburi, se forează sonde cu o mare diversitate de scopuri, putîndu-se afirma că se satisfac cererile industriei moderne privind tehnica și tehnologia forajului.

Întrucît în construcția de utilaj petrolifer s-a format în țară o bază tehnică materială și o tradiție bine cunoscute, exportîndu-se o cantitate însemnată de utilaje a căror calitate este apreciată în multe țări, a fost posibil ca într-un timp relativ scurt să se asimileze instalații de foraj și pentru alte sectoare de activitate. Astfel, în uzinele noastre se produc instalații de foraj din seria SG (sondeze geologice), instalații de forat sonde de apă (seria FA), instalații de foraj structural (seria S), instalații de săpat puțuri miniere și altele.

De asemenea, s-a dezvoltat o tehnologie de foraj avansată prin aplicarea de metode noi de mare eficiență tehnico-economică cum sînt: forajul cu jet, cu diamante, cu aer, cu circulație inversă și absorbție. Nivelul profesional al personalului angrenat în acest sector de activitate a crescut apreciabil.

În cartea sondorului de la forajul cu sondeze se prezintă tehnica de foraj și utilajele specifice cercetării geologice pentru substanțe minerale utile solide, se descriu instalații de forat sonde de apă, hidrogeologie, geotehnică etc., care se fabrică în țară sau în alte țări și care în practica curentă se mai numesc și sondeze.

Literatura noastră tehnică de specialitate a rămas în urma dezvoltării acestui sector de activitate. În mod special s-a făcut simțită lipsa unor lucrări de nivel elementar destinate ridicării calificării profesionale a miilor de muncitori care lucrează direct în foraj.

Ca urmare, inițiativa inginerilor Gheorghe Costache și Victor Mureșanu de a elabora o lucrare care se adresează acestei categorii de lucrători din domeniul forajului cu sondeze este demnă de a fi remarcată. Ea se înscrie pe linia completării parțiale a lipsurilor sus menționate.

În lucrare sînt abordate cele mai diverse probleme legate de forajul cu sondeze, sînt expuse operațiile care se execută în procesul tehnologic, urmărind ordinea cronologică și insistînd asupra realizărilor și metodelor avansate de lucru.

Lucrarea cuprinde mai multe capitole astfel: instalații de foraj cu sondeze; lucrări de suprafață; utilaj de foraj; metode de foraj; carotaj; regim de foraj; fluide de foraj; garnituri de foraj; accidente tehnice de foraj; tubarea și cimentarea sondei; forajul dirijat; forajul hidrogeologic, indicatorii tehnico-economici; organizarea lucrărilor de foraj; tehnica securității în lucrările de foraj cu sondeze.

Cartea este bogat ilustrată, ceea ce ușurează urmărirea problemelor tratate și poate fi apreciată ca o lucrare bine documentată, corespunzătoare unei necesități reale.

Ea va contribui la ridicarea calificării tehnice a personalului din acest sector de activitate, la îmbunătățirea calității acestor lucrări, astfel ca rezultatele obținute să reprezinte o bază temeinică și precisă pentru proiectarea viitoarelor lucrări de exploatare.

Lucrarea este scrisă într-o formă accesibilă prezentînd cunoștințele necesare pentru exercitarea meseriei de sondor. Este scrisă la nivelul tehnicii actuale, ținînd seama de actuala dotație din țară; prin faptul că se bazează pe experiențele de pe șantier, lucrarea capătă un caracter practic.

În concluzie, trebuie să subliniem faptul că acest sector de activitate crește continuu și în consecință cartea nou apărută, *Cartea sondorului de la forajul cu sondeze* este bine venită, pentru că înlesnește muncitorilor din șantier posibilitatea de documentare imediată asupra tuturor operațiilor ce se execută la forajul cu sondeze.

Ing. **St. Dudescu**

Demetrescu A. M., Tutoveanu A. și Ionescu M. **Analiza tehnică a minereurilor**

În Editura tehnică a apărut o lucrare așteptată de mult timp de cei ce lucrează în laboratoarele din industria minieră și metalurgică, în institutele de cercetări și de învățămînt superior — *Analiza tehnică a minereurilor* de Anghel Mihail Demetrescu, Tutoveanu Anton și Ionescu Mircea.

Conform directivelor Congresului al IX-lea al P.C.R. Planul de stat de dezvoltare a economiei naționale pe anii 1966—1970 prevede o creștere substanțială a producției de cărbuni, de minereuri feroase, neferoase și nemetalifere. Totodată un accent deosebit se pune pe îmbunătățirea calității produselor destinate consumului intern sau exportului.

Îndeplinirea acestor însemnate sarcini necesită o muncă intensă pentru lărgirea continuă a bazei de materii prime prin lucrări geologice care să asigure descoperirea de noi rezerve de minereuri și, în paralel, îmbunătățirea tehnologiilor de extracție și de preparare a minereurilor. Toate aceste lucrări, care în final converg în obținerea de concentrate de minereuri de bună calitate, impun introducerea în tehnica de lucru a numeroaselor laboratoare din industria minieră a unor metode unitare de analiză a minereurilor, cu un grad de precizie înalt și de mare productivitate.

Acesta este principalul scop al cărții, care pune la dispoziția celor interesați un material de sinteză în limba română, cuprinzînd tot ceea ce s-a realizat în lume în acest domeniu.

Alcătuită pe baza unei concepții noi, rezultată din necesitatea corelării compoziției chimice a minereurilor cu compoziția lor mineralogică, lucrarea se deosebește structural de tratatele de analiză chimică a minereurilor apărute în străinătate.

Această sistematizare ajută pe chimistul analist la alegerea celor mai raționale metode de lucru și la interpretarea rezultatelor obținute în funcție de tipul de minereu sau de diferitele produse de preparare mecanică, iar pe tehnologul din uzină la înțelegerea și lămurirea unor fenomene care apar în procesele de producție.

Capitolul I, intitulat introducere în analiza tehnică a minereurilor cuprinde: controlul chimico-analitic al produselor industriei miniere, cla-

sificarea metodelor de analiză cantitativă, exactitatea și reproductibilitatea metodelor de analiză a minereurilor, aplicarea metodelor statistice în prelucrarea datelor experimentale.

Capitolul II — luarea și pregătirea probelor pentru analiză din produse miniere, se referă la lucrările pregătitoare din acest domeniu.

Capitolul III — operații preliminare asupra probelor de analizat cuprinde dezagregarea probelor de analizat, metode de separare a elementelor din soluție.

Capitolul IV — clasificarea substanțelor minerale utile și răspîndirea elementelor chimice în scoarța terestră este foarte interesant pentru problemele pe care le pune în discuție. Avînd în vedere resursele de substanțe minerale cunoscute în țara noastră și terminologia folosită în prezent, s-a întocmit o clasificare bazată mai mult pe criterii geochimice.

Capitolul V — minereuri neferoase se referă la analiza minereurilor complexe (Pb, Zn) analiza minereurilor cuprifere și auroargentifere (Cu, Mo, Bi, Au, Ag, Se-Te), analiza minereurilor de sulf (pirită-Fe și sulf nativ), metode de determinare a elementelor minore (Hg, Sb, As, Ni, Co, Wo, Sn, Ge, Cd, In, Tl, Re), metode de analiză a elementelor din ganga minereurilor neferoase (SiO_2, Al, Ca, Mg).

Capitolul VI — minereuri feroase cuprinde analiza minereurilor de Fe, Mn, Cr, Ti, V, Ni, Co, analiza elementelor nocive și de gangă din minereurile feroase (S.P.SiO_2Al_2, O_3, CaO, MgO).

— Capitolul VII — minereuri nemetalifere are drept scop analiza silicaților, analiza hidroxizilor de aluminiu (bauxitelor), analiza carbonaților (calcarelor și dolomitelor), analiza baritinei și wiitheritului, analiza fosfaților (fosforite și apatite) analiza sărurilor (sare gemă, minereuri potasice), analiza elementelor minore și însoțitoare din minereuri nematilifere (Li, Be, Zr : Nb-Ta, Ga, Ce, Th.E. Br.I.B.).

Capitolul VIII — analiza rațională a minereurilor, capitol cuprinzător în care se arată detaliat analiza rațională a minereurilor cu conținut de cupru, plumb, zinc, fier, mangan și a argilelor caolinoase.

Revenind la manualul prezentat ținem să evidențiem încă odată valoarea tratatului, buna lui sistematizare, păstrarea unui echilibru corespunzător între aspectele teoretice ale problemei și latura practică. Astfel, a fost posibil ca dintr-un material vast să se selecteze într-un volum relativ redus (559 pagini) cele mai importante metode de analiză a constituenților chimici.

Un loc important în lucrare îl ocupă metodele fotocolorimetrice, spectrofotometrice și complexometrice pentru determinarea diferitelor elemente, metode moderne aplicate din ce în ce mai mult în practica laboratoarelor de pretutindeni, datorită rapidității și rezultatelor bune ce le conferă.

Un capitol important este cel care se ocupă de clasificarea substanțelor minerale utile și răspîndirea elementelor chimice în scoarța terestră. Cunoscînd colaborarea din ce în ce mai intensă dintre geologi, mineralogi și chimiști, considerațiile și datele privind compoziția mineralogică și chimică pe tipuri de minereuri precum și schemele de clasificare a acestora, redactate de ing. Ion Nițulescu, sînt de un real folos.

În ansamblu, lucrarea *Analiza tehnică a minereurilor* apărută în Editura tehnică în foarte bune condiții grafice se adresează inginerilor, chimiștilor și tehnicienilor care lucrează în laboratoarele din industria minieră și metalurgică, în institutele de cercetări și ale învățămîntului superior.

Privind din punct de vedere critic cartea, mici obiecții nu-i scad valoarea. Astfel referitor la cap. VIII analiza rațională a minereurilor, față de importanța analizei raționale pentru stabilirea conținuturilor de minerale în minereuri, ar fi trebuit dezvoltat și mai mult sau chiar să facă obiectul unei lucrări separate, întrucît interesează foarte mult pe cei care lucrează în domeniul preparării minereurilor.

În privința metodelor de analiză pentru unele metale ca wolfram, cadmiu, vanadiu etc. se dă o singură metodă, obișnuit, cea mai modernă, metoda fotocolorimetrică.

Poate n-ar fi fost rău, pentru comparație, să se arate și metode clasice. De asemenea la ceriu și thoriu din grupa pămînturilor rare, ar fi trebuit indicate și metode fotocolorimetrice.

Probabil că autorii s-au gîndit la concentrarea spațiului cărții și la faptul că unele metode sînt socotite ca reprezentative.

Cartea este binevenită și umple un mare gol în literatura de specialitate.

Ing. **V. Bădescu**

Știri

În industria carboniferă franceză s-a realizat o productivitate de 1,503 t nete/post în anul 1966 (+ 3% față de 1965) pe ansamblul economiei. Productivitatea în subteran a fost de 2,104 t/post față de 2,074 t/post în anul 1965. S-au înregistrat 105 accidente mortale, din care 87 în subteran. Numărul de accidente mortale pe 1 mil. posturi a fost de 2,6 (total pe industria carboniferă) și de 3,4 pe subteran.

(Annales des mines, iulie—august, 1967)

Randamentele (t/post) pe anul 1966 în principalele bazine care exploatează minereu de fier din Franța au fost de 18,85 (Lorraine), 9,22 (Vest) și respectiv 2,95 (Pirinei). S-au înregistrat 11 accidente mortale, din care 9 în subteran, cu o frecvență de 2,7 accidente mortale la 1 mil. de posturi.

(Annales des mines, iulie—august, 1967)

În anul 1966 în Maroc s-au produs : 119 380 t minereu de plumb, 94 249 t minereu de zinc, 284 650 t minereu de mangan, 18 130 t minereu de cobalt (1,817 t conținut în metal), 9,4 mil. t fosfați, 1,1 mil t minereu de fier etc.

În aceeași perioadă Tunisia a produs 3,2 mil. t fosfați, 1,287 mil. t minereu de fier, 24 510 t minereu de plumb și 5 137 t minereu de zinc.

(Annales des mines, iulie—august, 1967)

Producția mondială aproximativă pe anul 1966 a fost de 2,082 miliarde t huilă și antracit, 626,7 mil. t minereu de fier, 40,5 mil. t bauxită, 5,264 mil. t cupru metal conținut în minereu, 14,812 mil. K_2O în săruri de potasiu etc.

(Annales des mines, iulie—august, 1967)

Producția mondială (fără statele socialiste) de cobalt a fost în anul 1966 de 18,400 t metal conținut în minereu, din care Republica Congo (Kinshasa) a produs 11 400 t.

(Annales des mines, iulie—august, 1967)

Un zăcământ de spat, exploatabil la zi, a fost descoperit în calcarele dolomitice din zona Avallon (Franța). Rezervele se estimează la 5 mil. t cu un conținut de 35—39% CaF_2.

(Annales des mines, iulie—august, 1967)

În Bolivia, la Oruro, este în construcție o topitorie pentru staniu, cu o capacitate inițială de 7 500 t metal/an. Punerea în funcțiune este prevăzută pentru sfîrșitul anului 1969.

(Mines et métallurgie, iulie—august, 1967)

În R. S. F. Jugoslavia se execută lucrări de cercetare în apropiere de Belgrad (la Suplya Stena), pentru punerea în valoare a unui zăcămînt de mercur.

(Mines et métallurgie, iulie—august, 1967)

În Arabia Saudită urmează să se construiască, în portul Damman, o uzină de desulfurare a gazelor naturale. Capacitatea anuală a uzinei va fi de 250 000 t sulf.

(Mines et métallurgie, iulie—august, 1967)

La Ambadungar (Statul Gujarat — India) sînt în curs lucrări de punere în valoare a unui zăcămînt de spat și construcția unei preparații cu o capacitate de 500 t/zi cu termen de punere în funcțiune în anul 1968.

(Mines et métallurgie, iulie—august, 1967)

În Sierra Leone, în februarie 1967, s-a pus în exploatare un zăcămînt de ilmenit cu o capacitate (actuală) de producție de 100 000 t/an. Rezervele cunoscute depășesc 12 mil. t, fiind cantonate în nisipuri. Extracția se efectuează cu drăgi și transportul hidraulic pînă la uzina de preparare.

(Mines et métallurgie, iulie—august, 1967)

În S.U.A. a intrat în producție în anul 1967 mina de vanadium de la Wilson Springs (Arkansas), care produce 1 600 t/zi de V_2O_5.

(Mines et métallurgie, iulie—august, 1967)

Cel mai mare excavator cu cupe din Europa a fost pus în funcțiune în luna mai 1967 la exploatarea la zi de la Welzow-Sud (R.D.G.). Excavatorul tip ES 3150 cîntărește 4 300 t, are 36 m înălțime și o capacitate orară de 7 800 m^3. Deservirea se efectuează de numai 5 persoane.

(Mines et métallurgie, iulie—august, 1967)

DOCUMENTARE

Stahl, R. **Susținerea ramificațiilor de galerie.** Glückauf nr. 10, 11 mai 1967, p. 474—481.

După cîteva considerații generale privind problema costurilor, sînt analizate formele obișnuite ale ramificațiilor și încrucișărilor de galerii, precum și calitatea pe care trebuie să le aibă acestea în lumina necesităților exploatării. Sînt enumerate metodele de susținere provizorie și definitivă a acestor lucrări miniere, comparîndu-se între ele diferitele feluri și forme ale susținerii folosite în minele de huilă. Majoritatea ramificațiilor este susținută în metal. La lucrările de dimensiuni mai mari predomină susținerea cu cadre deschise. În zonele cu presiuni pronunțate se folosește susținerea cu cadre inelare. Ramificațiile de dimenisuni mari din apropierea puțurilor, cu o durată de serviciu mare, sînt susținute adesea cu bolțari din beton sau beton monolit.

În încheiere se insistă pentru uniformizarea dimensiunilor principale și tipizarea elementelor de susținere.

Götzmann, W. **Dinamometru electric pentru cercetarea stării dispozitivelor de ghidare la puțuri.** Glückauf nr. 10, 11 mai 1967, p. 474—481.

La obișnuita urmărire prin echipe de control a stării dispozitivelor de ghidare a vasului de transport, uzurile și deformațiile mai puțin pronunțate pot rămîne neobservate și, în orice caz, nu se poate ajunge la cunoașterea valorii solicitărilor dinamice orizontale.

Cunoașterea solicitărilor la care sînt supuse ghidajele și moazele este condiția de bază pentru aprecierea justă a stării de securitate a dispozitivelor de ghidare.

Se descrie un dinamometru electric care, în timpul efectuării mai multor curse consecutive, măsoară și înregistrează continuu forțele orizontale care se dezvoltă între laturile de ghidaj și între glisierele sau rolele vasului de transport. Se dau exemple de astfel de măsurători și sînt indicate modul de întocmire și interpretare a evidenței aferente.

Hoffmann, D. **Susținerea puțurilor cu inele de fontă se practică de 175 ani.** Glückauf nr. 10, 11 mai 1967, p. 481—489.

Practicată de aproape două secole, susținerea puțurilor cu elemente din fontă s-a dezvoltat și răspîndit prin contribuția inginerilor mineri englezi, belgieni, francezi și germani. La început s-au folosit elemente (tubinguri) de 1,5 m lungime și 0,6 m înălțime, inelul formîndu-se, în funcție de diametru, din 6 pînă la 12 astfel de elemente. Grosimea susținerii a variat între 16 și 32 mm.

Pe parcurs s-au folosit tubinguri neîmbinate sau îmbinate, cu diferite sisteme și materiale de etanșare a rosturilor, precum și inele de fontă întregi.

În R.F.G. există 60 000 m de puț susținut cu inele de fontă, din care jumătate în Ruhr și o treime la minele de potasiu.

În articol sînt prezentate prevederile DIN 21 501 din 1963 referitoare la tubinguri.

Schickentanz, L. **Cadre metalice de susținere a galeriilor.** Glückauf nr. 11, 25 mai 1967, p. 519—521.

Varietatea mare, greu de urmărit, a elementelor cadrelor metalice de susținere rigide construite din trei părți, a dus la necesitatea de a reduce profilele de armare la trei mărimi. Cadrul cu trei arce a permis modificarea constructivă a părților sale componente în așa fel încît, cu numai patru elemente de susținere — doi stîlpi diferiți și două grinzi diferite — se pot construi patru cadre de dimensiuni și secțiuni diferite. Diferența de lungime dintre stîlpi și grinzi a fost intenționat astfel aleasă, ca orice posibilitate de confundare să fie eliminată. Pentru identificarea ecliselor de diferite raze de curbură, acestea au fost marcate prin retezarea a unuia sau două colțuri.

Rüsch, K. H. **Comanda automată a macazelor prin determinarea nivelului de încărcare a vagonetelor cu ajutorul procedeului de sondaj acustic cu ultrasunet.** Glückauf nr. 11, 25 mai 1967, p. 522—524.

La mina „Germania", transportul cu vagonete în rampa de la orizontul 7 al puțului central a fost automatizat. Cu această ocazie, una din probleme a constituit-o sortarea și dirijarea pe linii diferite a vagonetelor goale și a celor cu steril ieșite din colivie. Pentru a automatiza comanda macazelor prevăzute cu acționare electrică, a fost creat la Siemens AG o instalație similară cu cele folosite la măsurarea nivelului de încărcare a silozurilor, folosind procedeul sondajului acustic cu ultrasunet. Instalația a costat 10 750 DM pentru fiecare linie. Nu este sensibilă la murdărie, umiditate și variații de temperatură. Funcționează de un an fără defecțiuni și asigură în rampa menționată o economie de 2 posturi pe zi.

Lütgendorf, H. O. **Susținerea cu inele glisante de beton armat a puțului de congelare Auguste-Victoria 8.** Glückauf nr. 12, 8 iunie 1967, p. 553—560.

Prin bancurile superioare de roci neconsistente și acvifere, de 100—200 m grosime, ale cîmpului minier Auguste-Victoria, puțurile au putut fi săpate numai cu metoda congelării. În timpul funcționării puțurilor, în dreptul acelorași roci, susținerea a avut de suferit în urma mișcărilor cauzate de lucrările de exploatare.

Pornind de la constatarea că o susținere aderentă la rocă este nemijlocit solicitată de orice mișcare din masiv, susținerea puțului nr. 8 s-a executat în mod diferit: după susținerea provizorie a peretelui cu betonite și crearea unui fundament, se face asigurarea cu un inel din beton armat de 75 cm grosime, acoperit cu o manta alunecătoare de tablă din oțel. Între susținerea zidită și mantaua inelului se află un strat de asfalt de 25 cm grosime.

Se dau amănunte referitor la construcția și comportarea inelului de beton armat, a cămășii de tablă de oțel, a stratului de asfalt, precum și în legătură cu modul cum se realizează etanșarea.

Richter, H. și Meissner, H. **Rambleierea cu material de surpare înmagazinat la exploatarea stratelor cu înclinare medie și mare.** Glückauf nr. 12, 8 iunie 1967, p. 561—564.

La mina Hückelhoven a societăți Sophia-Jacoba a fost dezvoltată o metodă care permite dirijarea prin prăbușire a acoperișului și în cazul stratelor cu înclinare medie și mare.

Metoda constă din aceea că, spațiul exploatat și abatajul, în zona unde există pericolul alunecării sau rostogolirii materialului de surpare, se protejează prin garduri opritoare. Acestea sînt confecționate din țevi cu diametrul de 43 mm și împletitură de sîrmă cu firul de 1,2 mm și ochiul hexagonal de 1". Gardurile sînt orientate pe direcția stratului. Țevile se introduc în poziție verticală în găuri forate în culcuș la distanță de 70 cm între ele. Plasa se fixează în despicăturile de la capătul superior al țevilor.

Experimentările făcute în două abataje dotate cu plug, la grosimi de 109 respectiv 128 cm și înclinări de 50 respectiv 44°, au dat rezultate bune. Primele bucăți de rocă prăbușite au umplut imediat spațiul dintre gard și culcuș, prevenind răsturnarea gardului de materialul care s-a mai rupt ulterior.

Se scoate în evidență costul neînsemnat al gardurilor și avantajele din punctul de vedere al siguranței în abataj, precizîndu-se că fișiile de rambleu care se formează de-a lungul gardurilor nu împiedică acoperișul să se rupă.

Zimmer, R. **Țevi de fontă ductilă cu racorduri lungi destinate conductelor de alimentare folosite în zone afectate de exploatările miniere.** Glückauf nr. 12, 8 iunie 1967, p. 570—573.

În zonele de scufundare a terenurilor trebuie acordată o deosebită atenție conductelor de alimentare, deoarece mișcările rocilor le pot provoca solicitări mecanice apreciabile.

Se încearcă uneori ocolirea unor astfel de terenuri, dar această soluție cîteodată este prea costisitoare.

Cercetările au arătat că țevi de fontă ductile cu racorduri lungi se pretează pentru formarea și menținerea conductelor în zone de scufundare.

Se descriu experimentările făcute în această direcție și amănunte tehnice privind piesele de îmbinare.

Keienburg. **Mijloace de luptă contra pericolului îmbolnăvirii de silicoză.** Bergbau, nr. 7, 1967, p. 179—184.

La înaintările în steril, prin perfecționarea perforajului umed, pericolul îmbolnăvirii de silicoză a fost ca și înlăturat. Lupta trebuie dusă însă în abataje, care acum sînt intens mecanizate.

Cea mai răspîndită metodă este azi umezirea în masiv a cărbunelui. Pompînd apa la presiuni de circa 150 ats, se pot injecta pînă la 10 l/m^3, în care caz prăfuirea aerului în timpul tăierii se reduce cu 60%. Dacă funcționează și instalația de stropire a combinei, nedepășirea gradului I de prăfuire este asigurată. Duzele trebuie însă astfel plasate pe organul de tăiere și alimentate cu apa din interior, încît să se asigure dirijarea jetului chiar la locul de formare a prafului. În cazul tăierii cu plugul, funcționează numai pulveriza-

toarele din dreptul locului unde se află organul de tăiere.

Pentru desprăfuirea aerului în abataje, galerii, rampele puțurilor dotate cu schip etc., se folosesc instalații de aspirare-filtrare, cu debit de pînă la 300 m^3 aer pe minut. Eficacitatea lor este de 99%.

Pentru aspirarea prafului depus există instalații transportabile cu care, într-un schimb, se îndepărtează în întregime praful dintr-un kilometru de galerie.

Mai nou, pentru eliminarea dificultăților întîmpinate la pomparea pastei concentrate, clorura de calciu (magneziu) se proiectează pe pereții lucrărilor sub formă de praf uscat. Aspectul de pastă, necesar pentru fixarea prafului de rocă, se realizează sub influența umidității aerului.

În articol sînt enumerate măsurile complexe necesare pentru reducerea prăfuirii aerului la rambleierea pneumatică.

În încheiere se amintesc experiențele promițătoare care se fac la Institutul de higienă din Düsseldorf cu preparatul „P 204" (polyvinylpyridin) care, introdus în plămîni, reduce efectul prafului de cuarț.

Melnikov, N. V. **Exploatarea la suprafață în U.R.S.S.** Mines, nr. 128, iulie, 1967.

În U.R.S.S. ponderea producției din exploatările la zi este în continuă creștere.

Situația comparativă (în %) din totalul producției extrasă între anii 1952 și 1965 se prezintă astfel :

	1952	1958	1965
— cărbune	11,6	19,9	24,0
— minereu de fier	45,0	55,5	63,0
— mangan	6,0	44,0	55,0
— metale neferoase	46,0	46,0	61,5
— minereuri nemetalifere	39,0	53,0	75,0
— materiale de construcții	100,0	100,0	100,0

Autorul prezintă clasificarea sistemelor de exploatare la zi, metodele și utilajele folosite. Se dau randamentele pe tipuri de excavatoare și o scurtă privire asupra cercetărilor științifice și proiectelor de studii.

Se dau date asupra productivităților realizate numai sub formă procentuală.

Blagov, I. S. și Kaminski V. S. **Îmbogățirea cărbunelui în U.R.S.S. și perspectivele de dezvoltare.** Mines nr. 128, iulie 1967.

În anul 1966 în U.R.S.S. erau în funcțiune 154 de spălătorii de cărbuni și 5 pentru șisturi bituminoase. Debitul total era de 218 mil. t/an cărbune și 8 mil. t/an șisturi bituminoase. Deși în ultimii ani s-a constatat o creștere a conținutului de cenușe la cărbunele brut de la 19,9% la 22,4%, la cărbunele spălat pentru cocs, cenușa a scăzut de la 8,1% la 7,9%.

Autorii fac o descriere sumară a principalelor spălătorii în funcțiune și a procedeelor folosite. În U.R.S.S. există spălătorii cu capacități anuale care ajung pînă la 3,5—5 mil. t. În ultimii ani s-au construit 7 spălătorii cu utilaj din import, dintre care aceea de la Kalinin (1,5 mil. t/an) a fost echipată de firma franceză Pic.

Kuznețov, K. **Privire generală și aprecieri geologice și industriale asupra bazinelor carbonifere și a zăcămintelor din U.R.S.S.** Mines, nr, 128, iulie, 1967.

Se dau date cu privire la rezervele industriale și geologice pentru antracit, huilă și lignit, pe principalele bazine și zăcăminte, Se descriu bazinele principale (Donet, Kuznet, Karaganda, Kansk-Atcinsk, Irkuțk și zăcămîntul de la Ekibastuz), dîndu-se elemente privind formațiunile productive, numărul de strate și caracteristicile lor.

Articolul este însoțit de hărți de ansamblu și de detaliu (cu textul pe planuri în limba rusă).

Kuzmici, A. S. **Tehnica și tehnologia lucrărilor subterane în industria carboniferă.** Mines, nr. 128, iulie, 1967.

Autorul prezintă situația actuală a industriei carbonifere din U.R.S.S., cu privire specială la tehnica și tehnologia aplicată la săparea puțurilor, lucrări de pregătire, metode de exploatare, mecanizarea tăierii în abataje, transportul în subteran, electrificare, telecomunicații, iluminat, aeraj, lupta contra metanului, prafului și a degajărilor de metan. Un scurt capitol tratează metodele de exploatare pe cale hidraulică. Se face o scurtă apreciere a muncii de cercetare și proiectare (22 institute cu 16 000 de angajați) și a proiectelor de construcție pentru noile mine.

Articolul este însoțit de schițe și fotografii ale ultimelor metode de exploatare și utilaje folosite.

3 * * **Lovitură de acoperiș la mina West Driefontein.** Annales des Mines, iulie—august 1967.

În Republica Sud-Africană, la mina West Driefontein, la 25 martie 1966 s-a produs o lovitură de acoperiș care a provocat 9 accidente mortale și 9 grave.

Lovitura de acoperiș, care s-a produs la exploatarea unui pilier printr-un front lung (înclinare 22°) la circa 1 560 m adîncime, a fost atît de violentă încît s-a resimțit pînă la suprafață.

Nota respectivă prezintă schița și descrierea accidentului, prezentînd concluziile comisiei de anchetă.

Colombo, V., Sironi, G., Spada, M., și Tomasicchio, G. **Îmbogățirea minereurilor de fier prin reducerea magnetizantă în pat fluidizat.** Revue de l'Industrie minérale, nr. 7, iulie, 1967.

Articolul tratează, în amănunt, aplicarea sistemului D.F.I. (Direct Fuel Injection) și rezultatele obținute, comparativ cu procedeele clasice care se bazează înaintea reducerii magnetizante pe o îmbogățire prin flotare.

Se ajunge la concluzia că sistemul D.F.I. este astăzi competitiv cu procedeele avînd la bază flotarea minereurilor de fier și mai mult, el este superior în cazul în care flotarea este dificilă.

Față de rezultatele din S.U.A. și Canada în obținerea pelitelor de Fe_2O_3, se consideră că prereducerea aplicată la pelite prin procedeul D.F.I. duce la rezultate superioare de un interes crescînd.

Osmanajič Muris. **Experiența cîștigată în lupta contra loviturilor de coperiș.** Revue de l'Industrie minérale, nr. 7, iulie, 1967.

Autorul descrie situația loviturilor de acoperiș în minele de cărbuni din Jugoslavia. În timp ce la mina de huilă de la Rasa (Istria), cunoscută ca o mină cu frecvente lovituri de acoperiș, acestea s-au diminuat considerabil, la mina de lignit de la Zenica (Bosnia centrală) numai între anii 1962—1964 într-un singur cîmp de exploatare s-au produs 390 lovituri, dintre care două au produs accidente colective.

Mina Zenica, exploatează un zăcămînt cu nouă strate a căror grosime variază între 1,5 și 20 m. Loviturile de acoperiș sînt localizate numai în stratul care se exploatează primul.

Se descrie zăcămîntul, cauzele presiunii anormale asupra cărbunelui, mișcările de teren deasupra frontului, înaintea și în spatele acestuia, precum și lovitura de acoperiș produsă la 25 noiembrie 1964.

În final se prezintă măsurile de prevenire a loviturilor de acoperiș.

* * * **Centrala telegrizumetrică CTT — 63 — 40.** Charbonnages de France, Bulletin d'information techniques, martie—aprilie, 1967.

Aparatul, pus la punct de Cerchar și construit de societatea C.A.M., se compune dintr-o centrală plasată la suprafață, legată cu capete de detectare plasate în subteran. Semnalele se transmit pe frecvențe de 6 000—15 000 Hz. Instalația permite determinarea, atît a concentrațiilor scăzute de metan, cît și a celor ridicate. Instalația este prevăzută cu posibilitatea de a măsura viteza curenților de aer, temperatura și variația presiunii barometrice.

Chambon, C. și Raffoux, J. F. **Metoda pentru studierea deformațiilor din rocile înconjurătoare ale unei galerii de acces în abataj și pentru controlul eficacității ancorajului cu rășini sintetice.** Revue de l'Industrie minérale, aprilie, 1967.

Metoda constă în plantarea unor ancore în galeria direcțională de acces în abataj, în diferite puncte, care constituie stații de observații. Găurile pentru ancore se forează perpendicular pe stratificație, iar ancorarea se execută pe trei adîncimi (nivele) diferite (0,7 ; 2 și 4,5 m) în acoperișul stratului.

Pe măsura apropierii lucrărilor de abataj, capetele libere ale ancorelor se deplasează în funcție de deformația rocilor din acoperiș. Urmărirea acestor deplasări (dintr-un punct fix, neinfluențat de deformații), permite să se urmărească cedarea pe verticală a rocilor din acoperiș pe diferite nivele.

Se stabilesc coeficienți prin raportare la grosimea și caracteristicile bancurilor de roci.

Metoda a fost utilizată și pentru a determina eficiența ancorelor cu rășini sintetice, montate pentru întărirea susținerilor metalice.

Se prezintă rezultatele obținute și schemele de dispunere a ancorelor (ancoraj convergent și divergent).

Schreiber, H. **Lipsa crescîndă de ingineri de mine. Va putea industria să schimbe această tendință ?** Mining Engineering, aprilie, 1967.

Autorul prezintă în sinteză părerile diferitelor personalități din S.U.A. care au fost consultate asupra cauzei lipsei din ce în ce mai acute de ingineri în industria minieră americană.

Cauzele principale ale acestei stări se rezumă la condiții economice și sociale la începutul carierei inferioare față de celelalte industrii (deși condițiile de lucru și izolare sînt mai grele) și lipsa de perspectivă și de ridicare a nivelului profesional.

Deși se solicită cadre cu o pregătire foarte ridicată, în majoritatea cazurilor, acestea se orientează spre alte activități.

Nande, R. T. și Deats M. J. **Mecanizarea totală a tăierii în abatajele cu front lung din Republica Sud Africană.** Colliery Guardian, 19 și 26 mai, 1967.

Se descriu exploatările carbonifere din districtul Dannhauser (Natal).

În strate cu grosimi de 1,22 m s-au introdus abataje cu front lung (217 m). Se dau detalii asupra necesității introducerii abatajelor cu front lung, se descriu metodele folosite și utilajele utilizate (combine Anderson Boyes de 125 CP, transportoare blindate tip Meco, susținere cu cadre pășitoare tip Gullik cu 6 stîlpi și susținerea nișelor cu stîlpi individuali).

Autorii prezintă numeroase detalii privind recuperarea rezervelor, mutarea utilajelor dintr-un panou în altul, dificultăți întîmpinate (infiltrații de apă, lovituri de acoperiș, presiune etc.), susținerea căilor de acces, întreținerea, măsurile de securitate etc.

Se fac considerații teoretice asupra metodelor cu front lung, se prezintă cercetările de mecanica rocilor efectuate, rezultatele obținute, perspectivele de viitor.

Greenough, J. **Susținerea pășitoare la mina Groesfaen.** Colliery Guardian, mai, 1967.

Articolul tratează aspectele și rezultatele introducerii susținerii cu cadre pășitoare (stîlpi dubli telescopici Westfalia) adaptate la tăierea cu robotul Westfalia, în strate cu variații mari de înclinare și grosime.

Randamentul pe post a crescut de la 7,75 la 13,02 t, personalul pe abataj s-a redus de la 48 la 27 oameni (40%), avansările lunare situîndu-se în jur de 33 m.

Parate, N. S. **Reducerea efectelor tasărilor din lucrările miniere asupra construcțiilor de la suprafață.** Colliery Engineering, mai, 1967.

Articolul trece în revistă cele mai noi studii efectuate în această privință.

Se tratează clasificarea tasărilor, amplitudinea și profilele de tasare, suprafața de influență, evoluția în timp.

Un capitol separat analizează problemele legate de reducerea tasării (exploatare parțială, tasare lentă a pilierilor, rambleiajul etc.) și, în final, se prezintă problema construcțiilor noi, adaptate la tasări (construcții rigide și flexibile, metode de îmbinare, construcții deformabile etc.).

Kuzneţov, V. P. ș.a. **Împușcarea camufletă ca măsură de combatere a loviturilor de acoperiș la minele din bazinul Kiselovsk.** Ugol, nr. 6, 1967, p. 58—62.

Se examinează condițiile de pericol al loviturilor de acoperiș de la minele Combinatului Kiselugol, subliniindu-se că 60—65% din abataje se exploatează în strate periculoase din punctul de vedere al loviturilor de acoperiș.

Se subliniază că pentru combaterea loviturilor de acoperiș se folosesc două metode : una prin pomparea sub presiune a apei în strat și a doua prin aplicarea împușcării camuflete, adică prin împușcări înfundate, cu scopul de afînare a masivului de cărbune.

Într-un tabel prezentat se dau condițiile de executare a împușcării camuflete, indicîndu-se lungimea găurii de mină, distanța între găuri și mărimea încărcăturilor de exploziv.

S-a constatat că cele mai bune rezultate au fost obținute în cazul cînd distanța între găurile de împușcare a fost de 1—2 m.

În cazul cînd distanța între găurile de mină a fost de 3 m nu s-a obținut o dispariție completă a activității seismoacustice.

În concluzie s-a constatat că :

— împușcarea camufletă este un mijloc eficient de luptă cu loviturile de acoperiș ;

— pentru bazinul Kiselovsk se recomandă ca adîncimea găurilor pentru încărcăturile de camuflet să fie egală cu lățimea zonei de protecție ;

— cea mai eficientă împușcare pentru afînarea cărbunelui se obține cu încărcătura maximum posibilă — și egală cu jumătatea adîncimii găurii ;

— distanța între găuri se alege în funcție de condițiile geologo-miniere, în orice caz să nu depășească 2 m.

Annenkov, B. A. şi Sulla, M. B. **Determinarea coeficientului de neuniformitate de emanaţie a bioxidului de carbon la minele din bazinul carbonifer Podmoskovnii.** Ugol, nr. 6, 1967, p. 53—55.

Autorii îşi propun să stabilească o metodă analitică pentru determinarea emanaţiei de gaze a minei, în condiţii de diferiţi gradienţi ai căderii presiunii barometrice.

Studiile efectuate în domeniul emanaţiei de gaze a minei au arătat că există o „dependenţă de gazare" de presiunea barometrică.

Totodată, s-a stabilit că emanaţia de gaze în lucrările miniere este condiţionată de scăderea presiunii într-un moment dat şi nu de valoarea absolută a presiunii barometrice.

Cu ajutorul metodei de corelaţie împerecheată se determină coeficientul de neuniformitate de emanaţie a gazului, expresia acestei determinări avînd forma :

$$K_N = 1 + 2{,}8\ \Delta p - 0{,}8\ \Delta p^2,$$

în care :

K_N este coeficientul de neuniformitate de emanaţie ;

Δp = gradientul de scădere a presiunii barometrice, mm coloană de mercur/h.

Pe de altă parte, emanaţia obişnuită q_0 de bioxid de carbon în curentul de ieşire a aerului este în funcţie de producţia minei T şi se exprimă prin relaţia regresiei :

$$q_0 = 1{,}5\ T + 1\,500\ \text{m}^3/\text{zi (24 h)},$$

cu un coeficient de corelaţie de $v + 0{,}73$.

Se dau diagrame şi histograme pentru exprimarea legii de repartizare a valorilor coeficientului de neuniformitate a concentraţiei obişnuite a bioxidului de carbon la minele din bazinul Podmoskovnii .

Ivantov, N. A. şi Şazonenko, N. A. **Experienţa aplicării susţinerilor hidroficate la minele trustului Ordjonichidze-Ugol.** Ugol, nr. 6, 1967, p. 39—44.

Se expun rezultatele încercărilor diferitelor susţineri hidroficate la exploatarea stratelor cu grosimi de 0,8—1,25 m şi cu înclinări de circa 62°, de la minele trustului Ordjonichidze.

Cauzele care au determinat experimentarea susţinerilor hidroficate RGKD, DNEPR şi KGD-2 au fost de ordin tehnico-economic, combinele UKR şi KT nerealizînd indicii respectivi.

În articolul respectiv se analizează fiecare tip de susţinere hidroficată în parte.

Experimentarea susţinerii RGKD cu combina UKR (complexul KD 3) într-un strat de 0,8—0,9 m, $\alpha = 62$, a dat o productivitate a muncii de 6,5 t/post şi un consum de lemn de mină de 12,6 m³/1 000 t faţă de 50 m³.

În concluzie, se concretizează condiţiile care trebuie să fie îndeplinite de o susţinere hidroficată pentru exploatarea stratelor de 0,6—1,2 m cu înclinare mare :

— susţinerea trebuie să aibă diapazonul extensibilităţii de la 0,6 la 1,2 m ;

— susţinerea trebuie să asigure exploatarea stratelor cu roci laterale de oricare stabilitate ;

— secţiile susţinerii trebuie să aibă acoperiri rigide capabile pentru sarcini portante mai mari de 40 t ;

— susţinerea trebuie să fie automatizată.

Cudlai, E. D. şi Şak, A. F. **Relativ la exploatarea stratelor foarte subţiri cu înclinare mare din Donbas. Ugol,** nr. 6, 1967, p. 35—39.

Se analizează condiţiile de exploatare a unor strate foarte subţiri, sub 0,45 m grosime cu înclinare mare care, deşi nu se încadrează în limitele de exploatabilitate însă, potrivit calităţilor sale de cocsificare, cum este cazul unor pachete de strate (circa 101 strate sub 0,45 m din 200 strate), prezintă un interes deosebit pentru economia naţională.

Din experienţa proprie, precum şi din experienţa din R.F.G., cele mai potrivite mijloace de extragere sînt plugurile cu dispozitive de presare spre frontul de tăiere a cărbunelui.

Şi în cazul acesta se preferă o instalaţie cu plug, elaborată de Institutul de mine al Academiei U.R.S.S., însă de tipul plugului-berbec de construcţie specială.

Specificul construcţiei constă în faptul că pe cadrul plugului este prevăzut un dinte cu tăiş dublu în poziţie proeminentă şi două perechi de dinţi în poziţie denivelată ; dinţii sînt întăriţi cu aliaje dure, iar acţionarea lor se obţine prin două lanţuri puse în mişcare de două motoare de 40—50 kW. Viteza de mişcare a plugului este de 1,2—2 m/s.

Aplicarea unor asemenea pluguri-berbeci a fost folosită şi în cazul exploatării stratelor cu tendinţe spre erupţie, extragerea stratelor de protecţie făcîndu-se în condiţii optime.

Klopov, V. I. ş.a. **Producţie record de sub acoperirea elastică metalică.** Ugol, nr. 6, 1967, p. 26—28.

Se arată cum prin crearea parametrilor optimi ai metodei de exploatare a stratului Gorelîi, în grosime de 10—13 m, cu unghiul de înclinare de 20—32° din anticlinalul zăcămîntului şi folosind asigurarea tavanului prin acoperire metalică elastică, se pot obţine indici tehnico-economici excepţionali.

Aşadar, într-un cîmp minier de 200 m pe direcţie şi 75—125 pe înclinare, se execută o serie de galerii de pregătire pe culcuş şi acoperiş cu subetaje cu lungimi pe înclinare de la 15 la 42 m şi împărţiri ale fişiei respective prin lucrări de atacare cu rostogolurile respective în secţii la distanţe de 7—8 m.

În felul acesta se creează condiţii de exploatare simultană, atît în fişii, cît şi în subetaje, folosind avantajele tavanului metalic elastic.

Extragerea se face în trei cicluri în două schimburi sau 12 cicluri pe zi, realizîndu-se astfel o înaintare a abatajului de 9,6 m/zi. Lucrul a fost organizat aşa fel, încît grupele din brigadă să fie totdeauna în producţie.

Producţia realizată în sector în timp de 25 zile a fost de 40 411 t, într-un abataj producţia medie a fost de 1 523 t, iar cea maximă a fost de 2 243 t/zi şi abataj.

Totodată s-au realizat următorii indici tehnico-economici :

— productivitatea muncii, 91 t/post ;

— preţul de cost, luîndu-se în considerare şi cheltuielile de montaj al acoperirii elastice, 1,08 ruble/t.

Krîlov, V. F. ş.a. **Exploatarea stratului gros cu înclinare mare prin subetaje cu aplicarea complexului KTU. Ugol,** nr. 6, 1967, p. 23—26.

Se analizează condiţiile de exploatare a stratului Gorelîi de la mina nr. 5, trustul Kiselevsk, care are o grosime de 10 pînă la 15 m, un unghiu de înclinare de la 30° pînă la 70°, acoperişul fiind stabil, de tip III.

Institutul minier al Academiei U.R.S.S., împreună cur combinatul Kuzbasugol, a propus exploatarea prin abataje frontale cu folosirea acoperirii metalice elastice pe vatra din prima fişie şi a fişiei inferioare cu aplicarea complexului KTU-2M în subetaje.

În schiţele prezentate se dau unele amănunte în legătură cu parametrii acestei metode de exploatare : înălţimea subetajului de cel puţin 15 m, lungimea panoului de exploatare de circa 80 m, precum şi caracteristicile acoperirii elastice. Dimensiunile benzilor şi ale plasei care, o dată cu înaintarea abata-

jelor, se lasă în spate, formează un tavan elastic de protecție.

Deși la pregătirea ansamblului de exploatare sînt necesare abatajul frontal din fișia superioară de montaj a acoperirii elastice și abatajul din fișia inferioară de subminare, unde productivitatea este la înălțimea celor realizate în condițiile cunoscute totuși, în final, prin aplicarea complexului KTU-2 M indicii tehnico-economici sînt mult superiori.

Extragerea cărbunelui subminat cu exploziv a mărit posibilitățile de creștere a productivității muncii.

Cu ocazia experimentării complexului KTU, s-a făcut o serie de încercări ale rezistenței elementelor din acoperire (a benzilor, a plasei metalice etc.) în decursul procesului de exploatare.

Totodată, s-a stabilit variația presiunilor în funcție de poziția punctului de încercare față de acoperiș și culcuș, precum și de îndepărtarea de frontul de lucru.

Zaițev, Iu, V. și Achimov, V. M. **Experiența lucrului brigăzii de înaintare potrivit planului de organizare științifică a muncii de la mina nr. 3, Bibikovskaia, Combinatul Tulaugol.** Ugol, nr. 6, 1967, p. 20—23.

Se descrie executarea unei galerii în cărbune, cu profil de 7,75 m^2, avînd în culcuș argile, iar în acoperiș pachete mici de argilă în grosime de 0,3—0,5 m și apoi nisip.

Pentru săparea galeriei, brigada s-a folosit de combina PK-3 și de vagonetul autopropulsat VS-3, care este construit pentru ecartament de 600 mm cu o capacitate de 5 m^3.

Se face comparația realizărilor de brigadă cu o componență diferită cîte 3 și 4 muncitori în grupă.

Se arată printre altele că în decursul schimbului mecanicul combinei lua parte la cinci operații: manevrarea combinei, extragerea, pregătirea elementelor de susținere, executarea susținerii, mutarea suspendării brațului de tăiere și montarea liniei ferate.

Același lucru a fost prevăzut și pentru mecanicul vagonetului autopropulsat, potrivit operațiilor din ciclul respectiv.

Efectuîndu-se cronometrările respective ale funcționării mașinilor și muncitorilor, s-a întocmit bilanțul faptic al timpului de lucru constatîndu-se, în cazul organizării științifice a muncii, reducerea timpilor morți de la 18,1 la 17,0% și obținerea indicilor tehnico-economici superiori, așa cum reiese din tabelul realizărilor.

Indici	Brigada complexă (pe schimburi)	Brigada potrivit organizării științifice a muncii
Înaintarea lunară, m	240	603
Productivitatea muncii pe sector, m	7,2	10,8
Costul săpării unui metru de galerie, ruble	48,72	36,87
Cîștigul mediu lunar al minerului la înaintare	215	270,0

Cu toate că cîștigul membrilor din brigadă de la înaintare a crescut cu circa 30%, influența înaintărilor rapide s-a resfrînt favorabil asupra indicilor pe exploatare, productivitatea la producție crescînd cu 11%, iar prețul de cost reducîndu-se cu 10 copeici.

Jerbin, M. M. ș.a. **Acoperirea susținerii mecanizate M-87 cu oțeluri de rezistență înaltă.** Ugol Ukraini nr. 6, 1967, p. 30—32.

Se studiază posibilitatea înlocuirii actualei construcții a acoperirii susținerii mecanizată M-87, în vederea ușurării ei, fără a-i micșora rezistența. Este vorba de oțeluri slab aliate, termic întărite de rezistență ridicată cu limite de curgere 60—90 kg/mm^2.

Asemenea oțeluri au dat rezultate bune în practica din străinătate.

Ca urmare, a început livrarea oțelurilor termic întărite, care se sudează ușor, au o alungire relativ suficientă și o rezistență ridicată la distrugere casantă.

Toate celelalte dimensiuni ale acoperirii și caracteristicile de rezistență au fost alese în deplină concordanță cu acoperirea M-87 D.

În tabelă sînt date avantajele acoperirilor noi:

Tipul acoperirii	Oțelul	F, cm^2 (secț. max.)	I, cm^4 (momentul ee inerție)	W, cm^3 (modul de rezist.)	Greutatea acoperirii, kg
M-87 D	10 G2SD $\sigma_t = 34$ kg/mm^2	319	15 080	1 570	470
M-87 (ușurată)	14 × MNDFR $\sigma_c = 63$ kg/mm^2	228	7 644	780	314

Acoperirea fabricată din oțeluri întărite are o eficiență tehnică și economică foarte importantă, reducîndu-se greutatea ei cu 30—60%, iar consumul de plăci de oțel scăzînd cu 44%.

Totodată, sarcina portantă a crescut, iar tensiunile maxime nu ating limita de curgere a oțelului.

Krasozov, I. P. ș.a. **Problemele ridicării eficienței de exploatare a stratelor cu înclinare mare din Donbas.** Ugol Ukraini, nr. 6, 1967, p. 23—27.

Autorii descriu studiul exploatării mecanizate a stratelor cu grosimi de 0,5 pînă la 1,4 m, cu înclinare mare, din bazinul Donbas, subliniind că în acest domeniu Donbasul ocupă locul întîi.

Se arată că la exploatarea stratelor cu înclinare au fost experimentate GDK-3, KKP-1, KKP-2, care însă nu au dat rezultate satisfăcătoare.

Numai după introducerea combinelor UKR și Komsomolеț, în combinație cu diferite complexe (Dnepr, AKD, KD 2, KGD) productivitatea muncii în abataje a crescut cu 8,3 pînă la 21,6%, iar viteza de înaintare a fronturilor de abataj s-a mărit cu 6,4 pînă la 21%, iar prețul de cost al unei tone de cărbune s-a redus cu 7,1 pînă la 9,2%.

Aplicarea mijloacelor de eficiență mare a mecanizării complexe pretinde executarea lucrărilor considerabile pentru perfecționarea schemelor și mijloacelor de transport subteran.

De asemenea, este necesară asigurarea continuității funcționării mașinilor de extragere și a complexelor din abatajele stratelor cu înclinare mare, fără trepte de înmagazinare.

Este necesar să se creeze mijloace cu eficiență mare pentru forarea sondelor dirijate, precum și a mașinilor de pregătire și de atac.

Macikov, V. Ia ș.a. **Mina Lutughinskaia-Severnaia își mărește ritmurile producției de cărbune.** Ugol Ukrainî, nr. 6, 1967, p. 20—22.

Se descrie evoluția activității minei Lutughinskaia-Severnaia, începînd cu anul 1964 pînă în 1967, arătîndu-se exploatarea a 7 strate cu grosimi de la 0,7 pînă la 1,2 m, cu înclinare de la 1 pînă la 35—45°.

Introducerea noului sistem economic și a organizării științifice a muncii, folosind metoda aplicării echipelor specializate pentru lucrările programate, de asemenea utilizarea mașinilor corespunzător condițiilor (IK-52Ș transportoare șerpuite SP-63, cricuri și stîlpi hidraulici, precum și combina UKR pentru strate înclinate) au dat rezultate din ce în ce mai bune.

Rezultatele unei mecanizări complexe sînt următoarele :

Indici	1965	1966
Producția zilnică medie, t	2 207	2 937
Sarcina zilnică de producție pe abataj, t	378	435
Productivitatea lunară medie a combinelor, t	9 970	12 510
Prețul de cost al unei tone, ruble	14,06	12,45

Dezvoltarea continuă a organizării științifice a muncii din sectorul 3 a dus la îmbunătățirea indicilor tehnico-economici precum urmează :

Indici	Ianuarie 1965 (înainte de introducerea org. științifice a muncii)	Ianuarie 1967
Producția medie zilnică din abataj, t	462	693
Productivitatea muncii a muncitorului din abataj, t/p	3,5	6,1
Prețul de cost al cărbunelui, ruble	3,33	2,97

Paramonov, V. I. ș.a. **Complex de utilaje pentru abataj de productivitate înaltă.** Ugol Ukrainî, nr. 6, 1967, p. 13—15.

Pentru realizarea mecanizării complexe a tuturor lucrărilor din sectorul de abataj, în vederea obținerii unor înalți indici tehnico-economici, un grup de institute de proiectări de mașini miniere din Donbas și alte organizații au elaborat și realizat un complex de utilaje variate, pentru mina Oktiabrskaia.

În acest complex intră :

— combina cu tăiere îngustă 4K-52 pentru extragere și încărcare pe transportor ;

— transportorul cu raclete SPM-87 DG 1 ;

— susținere mecanizată hidraulică M-87-D 11 ;

— susținerea pentru racordarea abatajului frontal cu galeria de transport și de aeraj ;

— transbordor PTK pentru deversarea cărbunelui din transportorul de la frontul abatajului pe transportorul din galerie.

Complexul este calculat pentru abataj frontal dintr-un strat de 1,3—1,9 m grosime cu înclinare pînă la 15°. Sectorul de exploatare are o lungime de 2 000—2 200 m și se extrage în retragere.

Utilajul este în execuție antigrizutoasă, avînd alimentarea de la linia de forță de 660 V.

Se prevede obținerea cu acest utilaj a următorilor indici tehnici :

— creșterea sarcinii de producție de la 1 300—1 500, pînă la 2 300 t/zi ;

— realizarea unei productivități a muncii de 25,4 t/post din abataj.

Goldin, M. A. ș.a. **Dispecerizarea minelor pe bază cibernetică.** Ugol Ukrainî, nr. 6, 1967, p. 7—9.

Autorii arată că nu se pot obține indici tehnico-economici optimi ai activității minelor pe baza procedeelor obișnuite de conducere și control al procesului de producție.

Institutul de mecanică minieră și de cibernetică tehnică M. M. Fedorov rezolvă o serie de probleme din prima etapă a dispecerizării minelor pe bază cibernetică.

Sistemul de conducere pe baze cibernetice se întemeiază pe coordonarea și înregistrarea automată a următoarelor elemente :

— planificarea (determinarea problemelor planificate, a indicilor planificați, normativi etc.) ;

— controlul (obținerea datelor despre parcursul proceselor reale de producție etc.) ;

— analiza (aprecierea critică a procesului de producție) ;

— luarea hotărîrilor (elaborarea acțiunii de conducere pentru asigurarea transformării necesare a bazei materiale etc.) ;

— acțiunea (realizarea hotărîrilor luate).

În rețeaua procesului de producție, un loc important îl ocupă abatajul.

De asemenea, sînt vizate și celelalte verigi ale procesului : transportul în galerii, cîntărirea automată a producției, evidența activității muncitorilor și asigurarea condițiilor de tehnica securității.

Experimentarea acestui sistem de dispecerizare se face la mina Oktiabrskaia, trustul Kuibîșev.

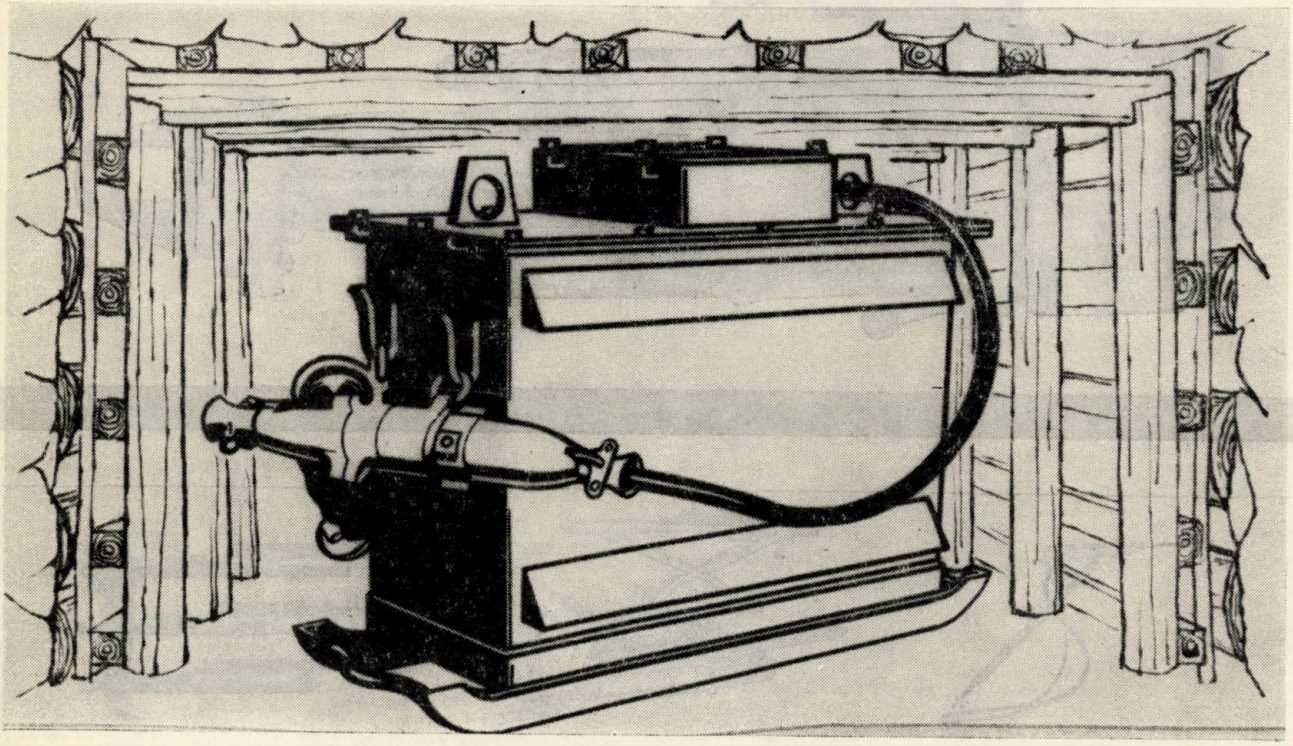
REVISTA MINELOR organ al Ministerului Minelor și al Consiliului Național al Inginerilor și Tehnicienilor din Republica Socialistă România — Redacția și administrația, București, str. General Budișteanu nr. 11 bis, Raionul 16 Februarie, telefon 15.15.40. Revista este editată de Oficiul de documentare și publicații tehnice al Ministerului Minelor. Abonamentele se primesc la administrația revistei. Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinetele tehnice în contul nostru de virament 024002. B.N. a Republicii Socialiste România, Filiala 30 Decembrie. Tarif pentru întreprinderi : 100 lei anual ; tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri : 30 lei anual. Tiparul I. P. „Informația", str. Brezoianu 23—25, București. c. 6033

43413

OROSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1863

SECURITATE ÎN MINE

Industria minieră modernă reclamă un transfer economic de energie şi instalaţii electrice asigurate. In special în cazul transformatoarelor, care urmează a fi folosite, se ridică pretenţii foarte mari. Ele trebuie să funcţioneze sigur şi să fie economice. Transformatoarele noastre uscate, după o funcţionare de ani de zile, au dat rezultate foarte bune



în lucrările miniere subterane. Noi livrăm transformatoare uscate de tensiune înaltă, antigrizutoase şi antiexplozive, transformatoare trifazate de înaltă tensiune în execuţie antiinflamabilă, precum şi transformatoare uscate de tensiune joasă, antigrizutoase cu protecţie de tip „securitate mărită". Utilizarea lor direct la consumatorul de energie aduce economii considerabile de cheltuieli de investiţii.

Cei interesaţi se vor adresa:

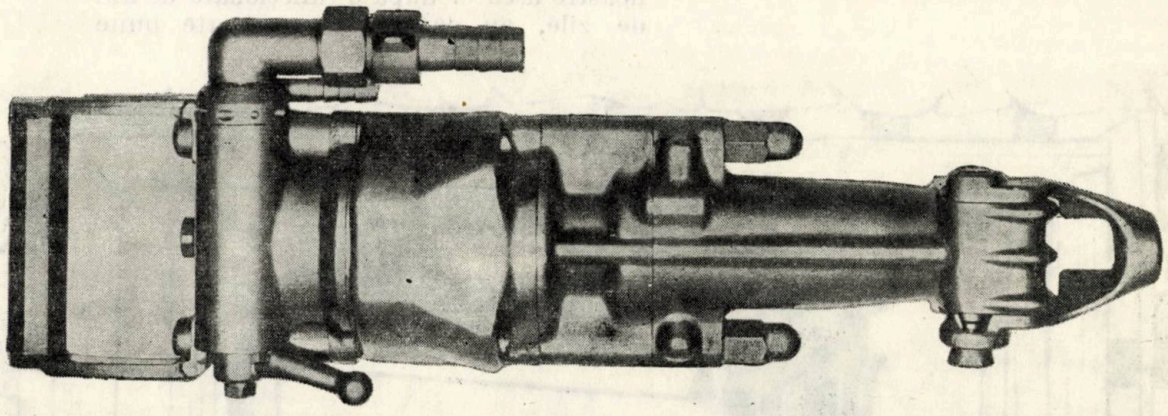
Biroului tehnico-comercial DIA ELEKTROTECHNIK, Secţia Comercială a Ambasadei R.D.G., din R.S.R., Calea Dorobanţilor 14, Bucureşti.

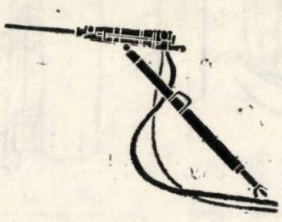
Exportator: **Deutscher Innen-und Aussenhandel Elektrotechnik.**

Elektrotechnik

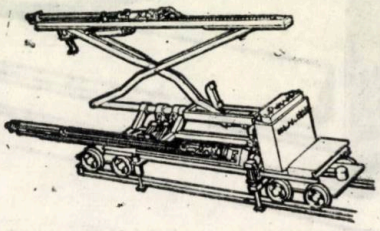
HOCHSPANNUNGSGERÄTEWERKE DER DDR

Perforatorul cel mai rapid dintre toate tipurile de perforatoare de aceeaşi mărime şi greutate, cu zgomot redus cu 75%

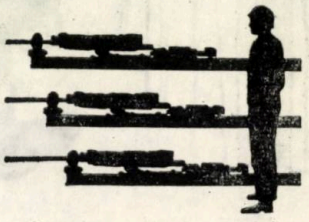




1



2



3

Perforatorul Panther are cea mai mare viteză de perforare din lume faţă de greutatea sa (27 kg).

Cu tot randamentul său ridicat, cheltuielile de întreţinere a perforatorului Panther sînt foarte reduse ceea ce face ca acest perforator să fie cel mai ieftin.

Actualmente, perforatoarele Panther se fabrică cu un amortizor al zgomotului cu un efect de reducere de 75%.

Perforatorul Panther este tipul de perforator cu multiple utilizări, fiind folosit la o gamă largă de lucrări miniere.

În desenele de mai sus sînt arătate trei moduri de folosire a acestor perforatoare şi susţinătoare Atlas Copco şi dispozitive de avansare.

Expediaţi cuponul alăturat la MAŞINIMPORT, BUCUREŞTI, Str. M. Eminescu nr. 10. raionul 30 Decembrie, indicînd denumirea întreprinderii, numele, funcţia şi adresa dv.

ATLAS COPCO AB – STOCKHOLM 1 – SUEDIA

Atlas Copco

Rugăm să ne trimiteţi informaţii complete cu privire la produsele ATLAS COPCO în limba: germană ☐; engleză ☐; franceză ☐.

informaţie cu privire la perforatoare . . . . . .

informaţie cu privire la oţeluri de sfredele . . . .

informaţie cu privire la . . . . . .

NUMELE _____

FUNCŢIA _____

ÎNTREPRINDEREA _____

ADRESA _____

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XVIII **Nr. 12** **DECEMBRIE 1967**

СОДЕРЖАНИЕ

Дырдалэ, К. *Актуальный качественный уровень сталей применяемых для крепления штреков.*

Приводятся качества сталей, применяемых в горной промышленности для крепления, внося предложения по их улучшению.

Параскив, К. и Тёкеш, Т. *Измерительные аппараты для изучения горного давления в очистных забоях, используемые для исследований производимых ИЧЕМИН-ом.*

Авторы описывают разработанные и сконструированные аппараты, а также полученные с их помощью результаты при изучении режима давления в очистном забое.

Жеоржеску, Д. и Савин Ф. *Методы и аппаратура для определения активных давлений проявляющихся в подземных выработках*

Приводятся методы и аппаратура для непосредственного измерения давлений, которым подвергается штрек или туннель как из области горного дела таки из области подземных конструкций; получаемые результаты служат для лучшего определения размеров крепления выработок и для соответствующего управления давлений.

Попеску, Г. *К вопросу структурных отношений между металлическими и неметаллическими минералами месторождения Бэлан.*

Автор излагает генетические исследования отношения текстуры и структуры на основании проб месторождения Бэлан.

ЗАМЕТКИ

Мирческу, Гр. *Метод разработки большой производительности меднорудных месторождений.*

Автор излагает комбинированный метод разработки, который в определенных условиях месторождения может быть применен.

ДОКУМЕНТАЦИЯ

CONTENTS

Dîrdală, C. *The present quality of the steel used for road support*

The paper gives the quality of the steel used at present by the mining industry for road support and gives suggestions for its improvement.

Paraschiv, V. and Tökés, T. *Apparatus used by the Mining Research Institute (ICEMIN) for measuring stresses on support in longwall faces*

The authors describe the apparatus designed and manufactured at ICEMIN and results obtained by them in the study of stresses on support in longwall faces.

Georgescu, D. and Savin, F. *Method and apparatus used to determine the active stresses on mine workings*

The paper presents the methods and apparatus for direct measurement of the stresses acting on a gallery or a tunel in mining and other underground escavations, the results serving for improved designing of the necessary support for specific strata conditions.

Popescu, G. *About the structural relations between metallic and nonmetallic minerals from the Balan deposits.*

The author presents a genesis study on the relations between the textures and structures of samples from the Balan deposits.

NOTES

Mircescu, Gr. *High productivity method of working for a copper-ore deposit.*

The author presents a combined method of working that may be applied in certain conditions.

REVIEWS

DOCUMENTARY

INHALT

Dîrdală, C. *Heutiger Qualitätsstand der für den Streckenausbau benützten Stahlsorten.*

Es werden die Qualitäten der im Bergbau beim Ausbau gebrauchten Stahlsorten beschrieben. Zugleich werden auch Verbesserungsvorschläge gemacht.

Paraschiv, C. und Tökeș, T. *Messgeräte zur Prüfung des Druckes in den Abbaubetrieben, die vom Forschungsinstitut für Bergbau (ICEMIN) benützt wurden.*

Die Verfasser beschreiben die entworfenen und im Institut hergestellten Geräte, sowie auch die mittels derselben beim Studium des Druckes in den Abbaubetrieben erzielten Ergebnisse.

Georgescu, D., und Savin, F. *Methoden und Geräte zur Bestimmung des aktiven Druckes in den Untertagbetrieben.*

Es werden die Methoden und Geräte zur direkten Messung des Druckes in einer Strecke oder einem Tunnel sowohl im Bergbaubereich als auch im Bereiche der Tiefbauten beschrieben. Die Ergebnisse dienen zur besseren Bemessung des Ausbaues der betreffenden Bauten und zur zweckmässigen Führung des Druckes.

Popescu, Gh. *Über die strukturellen Beziehungen zwischen den Metall — und Nichtmetallmineralien der Lagerstätte Bălan.*

Der Verfasser legt ein genetisches Studium über die Texturen- und Strukturenbeziehungen auf Grund von Proben aus der Lagerstätte Bălan dar.

NOTIZEN

Mircescu, Gh. *Abbaumethode von hoher Produktivität für kupferhaltige Lagerstätten.*
Der Verfasser beschreibt eine kombinierte Abbaumethode, welche unter gewissen Lagerstättenbedingungen angewendet werden kann.

REZENSIONEN

DOKUMENTATION

SOMMAIRE

Dîrdală, C. *La niveau qualitatif actuel des aciers utilisés au soutènement des galeries*

Sont présentées les qualités actuelles des aciers utilisés, au soutènement des travaux dans l'industrie minière, en avançant des propositions pour l'amélioration de celles-ci.

Paraschiv, C. et Tokeș, T. *Appareils de mesure servant à l'étude des pressions exercées dans les tailles, utilisés aux recherches effectuées à ICEMIN*

Les auteurs donnent la description des appareils conçus et réalisés à ICEMIN (Institut pour les recherches et minières), ainsi que les résultats acquis par l'application de ceux-ci à l'étude du regime des pressions exercées dans les tailles.

Popescu, Ch. *Sur les rapports structuraux entre les minéraux métalliques et non-métalliques dans le gisement de Bălan*

L'auteur présente une étude génésiaque se rattachant aux textures et structures, sur des échantillons prélèves dans le gisement cuprifère de Bălan.

NOTES

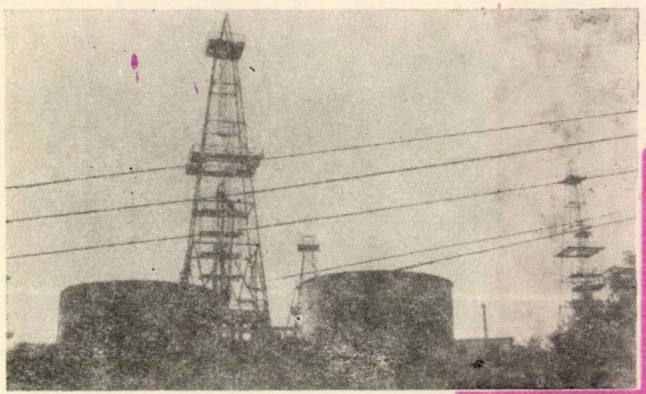
Mircescu, Gr. *Une méthode d'exploitation à haute productivité appliquée dans les gisement de cuivre*

L'auteur présente une nouvelle méthode d'exploitation combinée qui peut être appliquée dans certaines conditions de gisement.

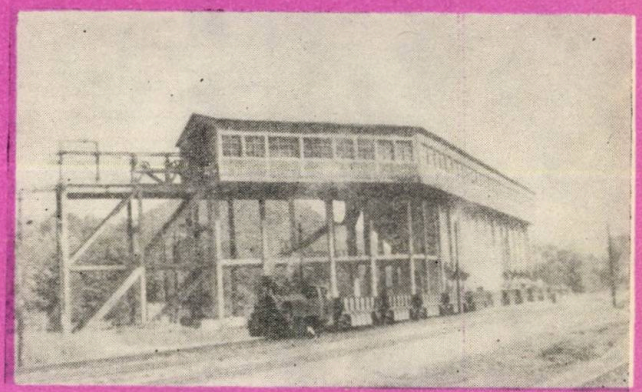
COMPTES-RENDUS

DOCUMENTATION

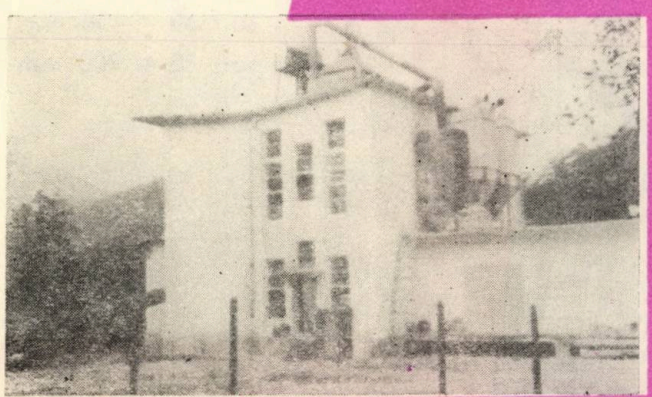
Intreprinderea minieră RÎMNICU VÎLCEA



Exploatarea sării sub formă de soluție prin sonde la Ocnele Mari



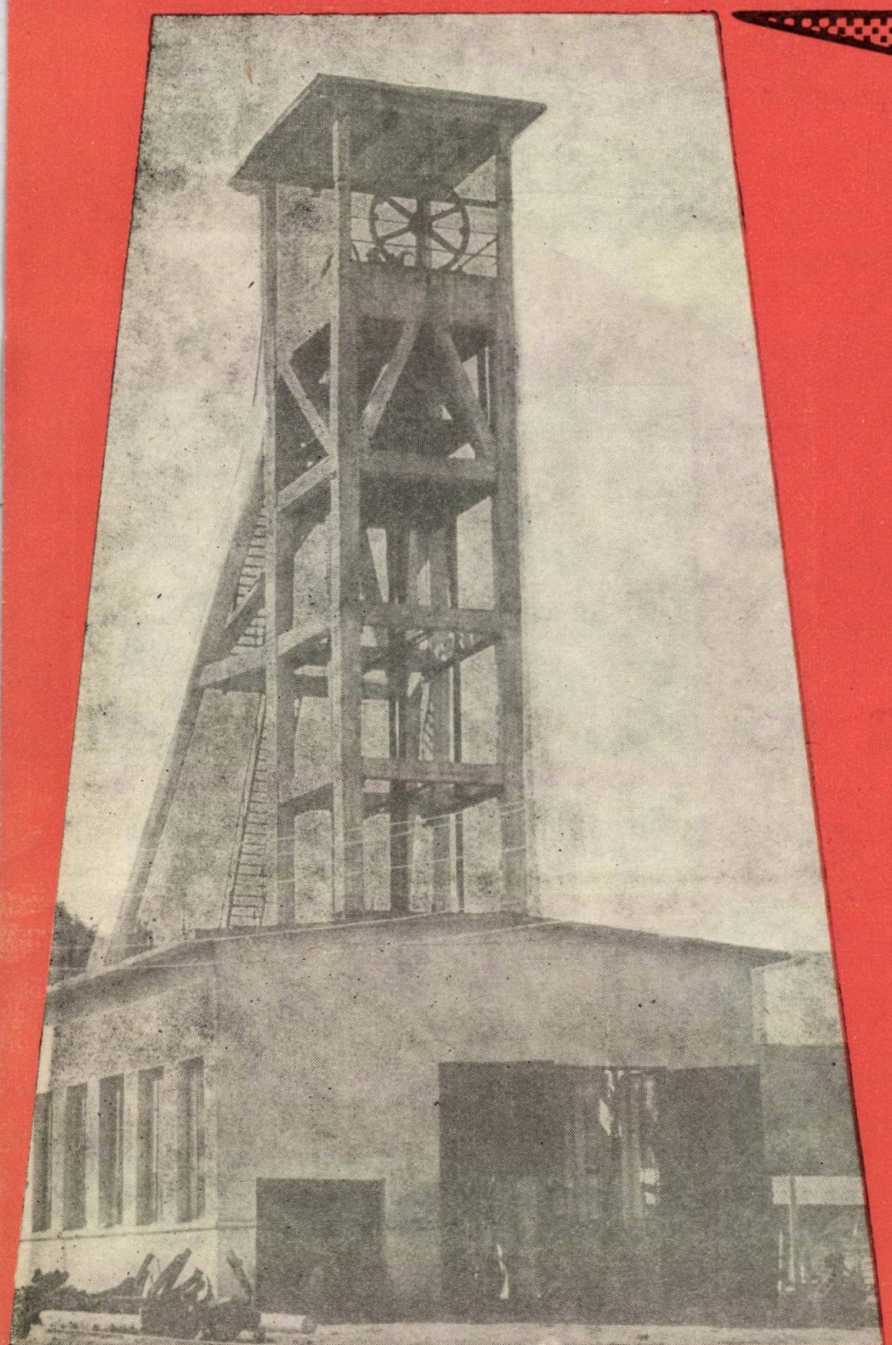
Silozul de calcar calibrat de la cariera de calcar Bistrița



Instalație de prelucrare mecanică a micei de la Brezoi

INTREPRINDEREA MINIERĂ

PLOIEȘTI



Prin unitățile

— **E.M. Filipești**

— **E.M. Sotînga**

— **E.M. Ceptura**

livrează lignit

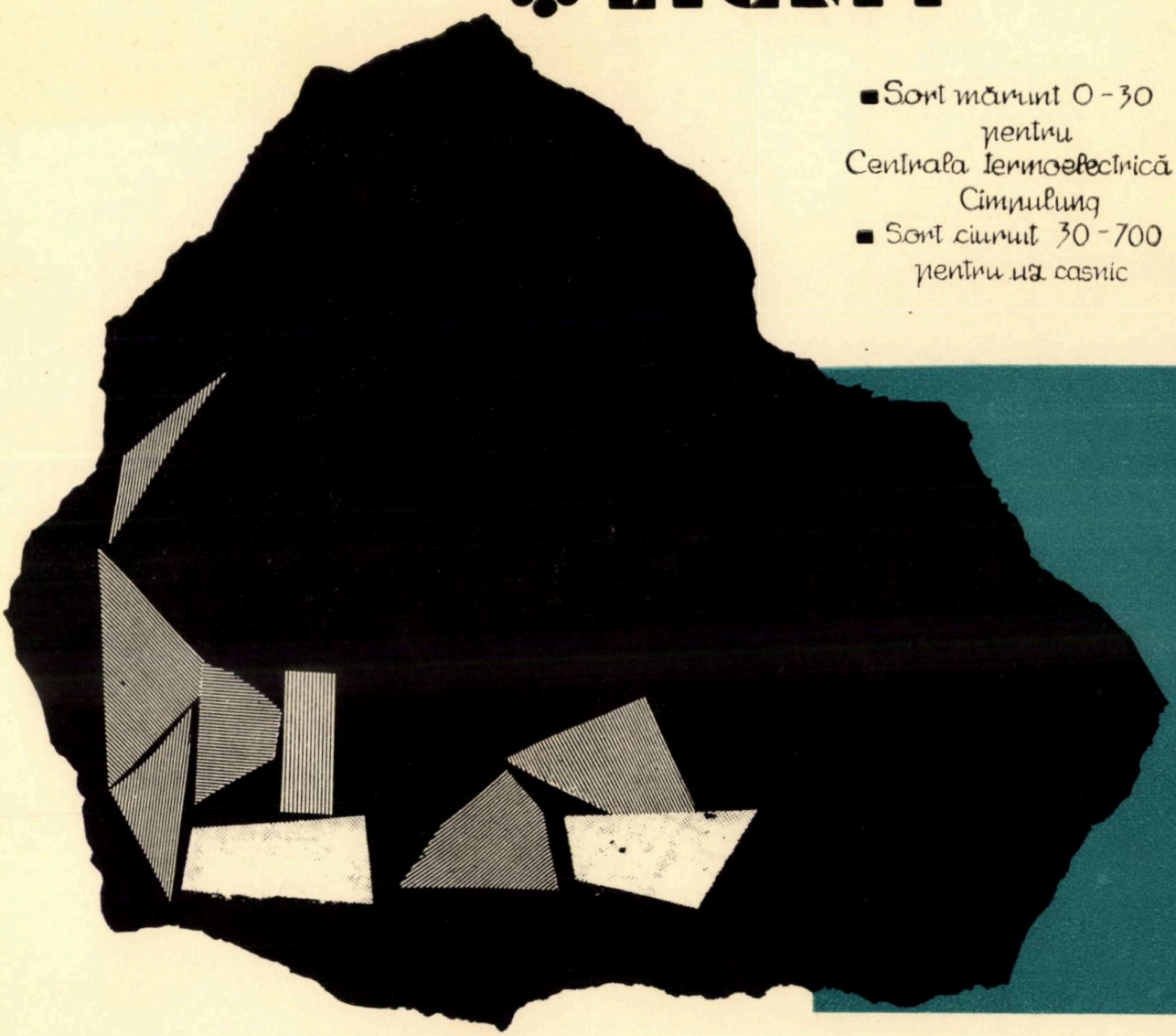
- sort 0 — 30 mm
- sort 0 — 70 mm
- sort 30 — 350 mm
- sort 30 — 700 mm

ÎNTREPRINDEREA MINIERĂ CÎMPULUNG

PRODUCE

❀ LIGNIT

- Sort mărunt 0 - 30 pentru Centrala Termoelectrică Cîmpulung
- Sort ciuruit 30 - 700 pentru uz casnic



Intreprinderea MINIERĂ ORADEA

1968 JAN 26